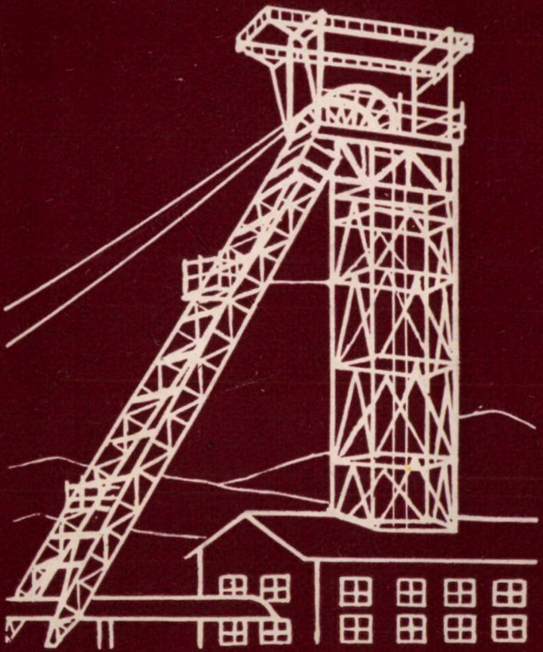
E1433

REVISTA MINELOR

VOLUMUL XV NUMĂRUL 1 PAGINA 1—48



1

BUCUREŞTI IANUARIE 1964

TRUSTUL MINIER BAIA MARE

FLOTAȚIA CENTRALĂ

Revista MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI ENERGIEI
ELECTRICE ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL
AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR

Anul XV **Nr. 1** **Ianuarie 1964**

REDACŢIA: BUC., Str. SF. ION NOU 33, Tel.: 21.26.03

CUPRINS

Pagina

NIŢESCU, T. **Studiul critic al metodelor de exploatare aplicate la mina Ghelar** 1 — 7

LĂPUŞCĂ, A. **Rezultatele obţinute în reducerea consumului de lemn la minele de minereuri neferoase din grupul Barza** . . . . 8 — 11

LEŢU, N., POBORAN, V., HIRIAN, C. şi FAUR ELVIRA. **Studiul susţinerii, alegerea secţiunilor optime şi a formei profilelor în preabatajele din stratul III şi în galeriile de cap ale stratelor subţiri în minele din Valea Jiului** . . . . 12 — 21

GABRIAN, V. **Unele aspecte economice ale mecanizării încărcării la săparea galeriilor de mină** . . . . . . 21 — 26

DUMITRESCU DOINA şi PASCALIDE, GH. **Reactivi spumanţi în prepararea minereurilor prin flotaţie** . . . 26 — 32

CHIVU, C. **Consideraţii geologice şi tectonice în regiunea Gladna Romînă — Munţii Poiana Ruscă** . . 33 — 35

INFORMAŢII 35 — 45

DOCUMENTARE 45 — 48

COMITETUL DE REDACŢIE

Conf. ing. LUBENESCU D., Laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil ; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct ; ing. ANTON P. ; ing. BĂLTĂREŢU R. ; conf. ing. BUZATU C. ; candidat în ştiinţe prof. ing. COVACI ŞT. ; economist ENACHE M. ; ing. FOLEA I. ; prof. dr. ing. HUBER PANU membru corespondent al Academiei R.P.R., prof. dr. IANOVICI V. membru corespondent al Academiei R.P.R., Laureat al Premiului de Stat ; ing. KISS A. ; ing. ROMAN P. ; ing. ŞERBAN A. ; prof. ing. VANCI GH., candidat în ştiinţe ing. VLAD P.

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT

Studiul critic al metodelor de exploatare aplicate la mina Ghelar*

Ing. T. Nițescu

Pentru traducerea în viață a hotărîrilor Congresului al III-lea al P.M.R. privind creșterea producției de minereu de fier și a productivității muncii, un colectiv de la exploatarea minieră Ghelar, după prealabile experimentări executate de către ICEMIN în colaborare cu E. M. Ghelar, a extins la zăcămîntul de minereu de fier unele metode de exploatare de înaltă productivitate.

La exploatarea orizontului II s-au aplicat două metode de exploatare de înaltă productivitate: metoda de exploatare cu galerii de suborizont și metoda de exploatare cu înmagazinarea minereului în spațiul excavat; la exploatarea orizontului VI, în urma schimbării condițiilor de zăcămînt (grosime mare), s-a aplicat cea de-a treia metodă de mare productivitate — metoda de exploatare prin înmagazinare combinată cu camere transversale și pilieri prin galerii de subetaj.

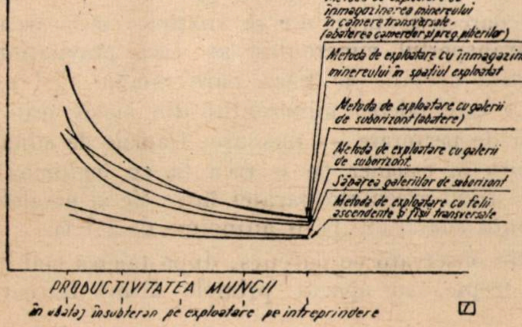


Fig. 1. Productivitatea muncii în abataj în subteran pe exploatare, pe întreprindere.

În urma generalizării noilor metode de exploatare, productivitatea muncii a crescut conform diagramei din figura 1, iar prețul de cost al tonei de minereu extras a scăzut conform diagramei din figura 2.

În articolul de față se analizează cele patru metode de exploatare, atît din punctul de vedere al indicatorilor principali obținuți, cît și din punctul de vedere al deficiențelor scoase în evidență de practica aplicării lor.

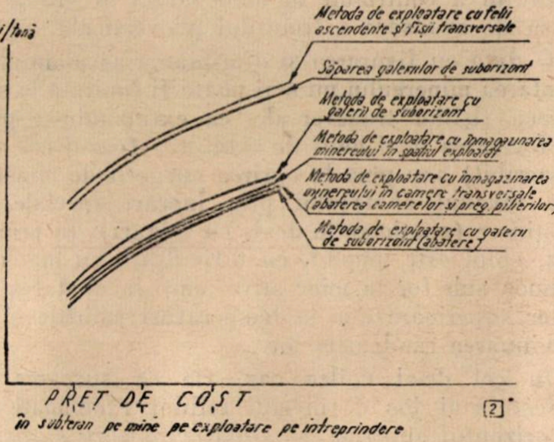


Fig. 2. Preț de cost în subteran, pe mină, pe exploatare, pe întreprindere.

I. Metoda de exploatare ascendentă în felii orizontale și fîșii transversale, cu rambleierea și susținerea spațiului excavat (fig. 3)

Lucrările de pregătire constau din:

— galeria transversală *t* — săpată din galeria direcțională principală de orizont, *g*;

— suitorul de panou, *s*;

— galeria direcțională de preabataj, *p*;

— rostogolul de rambleu, *r*.

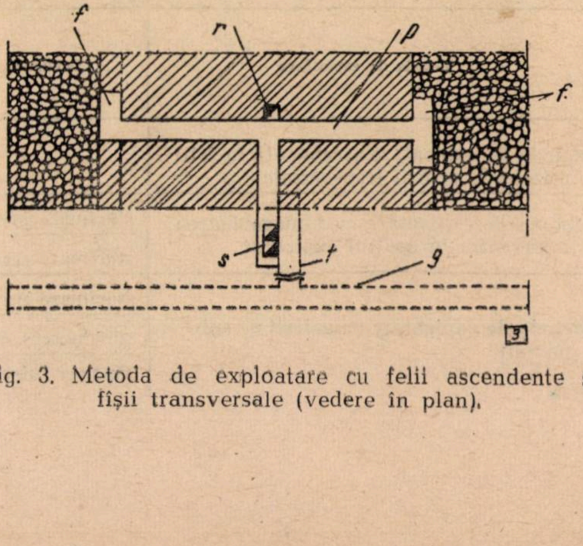


Fig. 3. Metoda de exploatare cu felii ascendente și fîșii transversale (vedere în plan).

---

* Se supune discuției.

Din galeria direcțională de preabataj, *p* sînt atacate fîșiile transversale, *f* exploatîndu-se feliile în retragere.

În scopul obținerii unei producții zilnice ritmice, două fâșii sînt în exploatare, una este în rezervă și ultima în rambleiere. Tot în același scop, extracția are loc numai în două schimburi, în cel de-al treilea efectuîndu-se rambleierea și pregătirea fronturilor active.

Dirijarea presiunii se realizează prin rambleierea manuală a spațiului exploatat. Rambleajul produce însă neajunsuri.

După exploatarea mai multor felii orizontale, zăcămîntul, care nu are suprafețe de sprijin pe rambleu, începe să se fisureze sfărîmîndu-se uneori pînă la dimensiuni centimetrice (zona centrală a corpului vechi). La desăvîrșirea degradării zăcămîntului a contribuit în mod direct și viteza redusă de avansare a frontului pe verticală.

O dată cu fisurarea și sfărîmarea zăcămîntului, abatarea minereului nu mai poate fi limitată la secțiunea fîșiilor transversale, ea extinzîndu-se pînă la formarea unei bolți de echilibru (cazul cel mai favorabil) sau pînă la oprirea curgerii de minereu din tavanul abatajului prin lucrări speciale de susținere (susținere în desiș cu frigări). În primul caz, golul este umplut, cu dificultăți, cu material lemnos sub forma unor stive, care la abatarea feliilor superioare duc la temperaturi ridicate și la diminuarea randamentelor.

În cel de-al doilea caz, fie că surparea se oprește mai jos de nivelul feliilor rambleiate de la orizontul superior — situație în care surparea ulterioară a consolei de minereu provoacă puternice lovituri de tavan —, fie că surparea se transmite prin umplerea golului cu rambleu pînă la abatajele orizontului superior, provocînd lăsări de vatră și surparea acestor abataje (în cazul cînd și orizonturile superioare se exploatează cu aceeași metodă).

În raport cu gradul de degradare a zăcămîntului în exploatare apar patru categorii de fronturi de abataje, la care densitatea susținerii variază de la 4 la 1 cadru/m de cameră ; lungimea găurilor variază de la 0,4 la 1,2 m ; numărul găurilor perforate în frontul de lucru — de la 4 la 14 găuri ; norma de protecție — de la 1,5 la 2,9 t/post.

Încărcarea și transportul în abataj se execută manual. Datorită faptului că galeriile de preabataj urmează un aliniament frînt, impus de evitarea zonelor cu tavanul surpat, posibilitățile de mecanizare a transportului sînt limitate, iar mecanizarea încărcării minereului cu mașini de încărcat este împiedicată de tasarea rambleului sub sarcini mari concentrate pe suprafețe mici.

Dezavantajele acestei metode sînt concretizate în tabelele 1 și 3 și diagramele din figurile 1 și 2.

II. Metoda de exploatare cu înmagazinarea minereului în spațiul excavat

Această metodă s-a aplicat pentru prima dată la exploatarea lentilei nr. 162, care a avut următoarele elemente geometrice :

— lungimea pe direcție, 70 m ;

— grosimea maximă, 15 m ;

— înălțimea, 42 m (lentila s-a efilat înainte de a atinge nivelul orizontului superior).

Lucrările de pregătire au constat din :

— galerii transversale săpate la distanța de 5—7 m din galeria direcțională de orizont ;

— pîlnii de colectare a minereului ;

— doi suitori de bloc (pregătirea acestei metode la baza orizontului este similară cu pregătirea de la metoda de exploatare cu galeria de suborizont, conform figurii 4).

Deoarece abatajul nu se susține, iar încărcarea și transportul minereului se face gravitațional, singura operație de bază care rămîne a fi efectuată este tăierea minereului din masiv prin lucrări de perforare — pușcare. Găurile de mină se dispun în eșichier pe o treaptă cu înălțimea de 2 m, fiind executate paralel între ele și paralel cu tavanul abatajului pe o adîncime de 1,7 m.

Din observații pe parcurs, după tăierea mai multor trepte, au apărut primele fisuri în corpul

Tabela 1

Consumuri specifice obținute

Metoda de exploatare	Denumirea lucrării	Consum specific de gaură, m/t	Exploziv, kg/t	Capse electrice, buc./t	Capse pirotehnice, buc./t	Cablu NGA, m/t	Fitil Bikford, m/t	Lemn, $m^3/1\,000$ t
Metoda de exploatare ascendentă în felii orizontale și fîșii transversale	—	0,87	0,370	—	0,625	—	1,10	25
Metoda de exploatare cu înmagazinarea minereului în spațiul exploatat	sfărîmare primară	0,43	0,180	0,25	—	0,170	—	—
	sfărîmare secundară	—	0,065	—	0,350	—	0,35	—
Metoda de exploatare cu galerii de suborizont	sfărîmare primară	0,15	0,091	0,05	—	0,013	—	—
	sfărîmare secundară	—	0,610	—	0,253	—	0,25	—
	săparea suborizontului	1	0,500	—	0,750	—	1,50	3

Tabela 2

Centralizator cu indicatorii tehnici obținuți la lucrările de pregătire

Denumirea indicatorului	Unitatea de măsură	Metoda de exploatare			
		cu felii orizontale și fîșii transversale	cu înmagazinare în spațiul exploatat	cu galerii de suborizont	cu înmagazinare în camere transversale
Volumul specific (cantitatea de substanță minerală utilă extrasă prin lucrări de pregătire)	%	17,25	8,44* 4,78**	22,60	13,02
Cantitatea de minereu ce revine pe unitatea convențională	t/m conv. ***	12,06	10,83	13,84	13,76
Volumul fizic pe 1 000 t	m conv./1 000 t	14,30	7,79* 4,41**	16,32	10,57
Rezerva de substanță minerală utilă, imobilizată în pilierii de durată	%	4,82	16,65* 19,88**	17,25	20,17
Costul unității convenționale	lei/m conv.	733	747	768	782
Costul specific al lucrărilor de pregătire	lei /t	10,49	5,83* 3,30**	12,55	7,19

* indicatorii proprii condițiilor de zăcămînt ale lentilei nr. 162;
** indicatorii pentru situația cînd lentila nr. 162 ar fi avut extindere pe verticală pînă la nivelul orizontului superior;
*** metru convențional este metrul de galerie cu profilul 3,24 m², săpat în rocă tare, nearmat, perforare mecanică și cu distanță de transport sub 200 m.

de minereu. Faliile externe au devenit mai pronunțate, iar la aproximativ 30 m de la baza orizontului, exploatarea a devenit extrem de periculoasă sub tavanul liber.

Degradarea timpurie a zăcămîntului se explică prin aplicarea acestei metode la o grosime de zăcămînt exagerată, cît și prin exploatarea panoului cu o viteză de avansare pe verticală relativ scăzută influențată de ineficacitatea lucrărilor de perforare-pușcare.

Ineficacitatea lucrărilor de perforare-pușcare se pare că rezidă în experiența diaclazelor și fisurilor în masivul de minereu. Materialul rezultat în urma pușcării este sub formă de blocuri cel mai adesea cu dimensiuni metrice, fapt care a îngreuiat mult procesul de evacuare a minereului înmagazinat. Dacă la tăierea minereului din masiv productivitatea medie realizată a fost de 18,12 t/post, după evacuarea minereului din magazin productivitatea medie a fost de numai 7,53 t/post, cifră care este foarte apropiată de cea care indică norma procesului simplu de încărcare și transport din abataj de la metoda de exploatare ascendentă cu felii orizontale și fîșii transversale (norma amintită este 8 t/post și în ea este inclusă și operația de selecționare a sterilului). De aici se poate trage

Tabela 3

Centralizator cu indicatorii tehnici obținuți la lucrările de abatare

Denumirea indicatorului	Unitatea de măsură	Metoda de exploatare			
		cu felii orizontale și fîșii transversale	cu înmagazinare în spațiul exploatat	cu galerii de suborizont	cu înmagazinare în camere transversale
Producția zilnică obținută dintr-un panou de exploatare	t	54	259* 86**	93*** 444****	190* 87 **
Avansarea zilnică a frontului pe orizontală	m/zi	3	4,32	6,2*** 0,366****	—
Suprafața frontului	m²	6	20	4,4*** 450****	—
Avansarea anuală a panoului pe verticală	m/an	7,95	26,97	36,4	32,0
Durata de exploatare a unei porțiuni de 600 m² și $h = 50$ m	ani	5	1,5	1,1	1,25
Coeficientul de extracție	t/m², an	23,7	88	110	99
Diluția minereului	%	3	10,02	12	—
Pierderi prin exploatare	%	15	12,64	20,73	—

* producție excavată;
** producție evacuată;
*** producție din săparea galeriilor de suborizont;
**** producția medie la lucrări de abatare din perioada 17 iunie—14 octombrie 1962.

concluzia că deşi metoda în sine elimină încărcarea şi transportul minereului din abataj, acestea reapar indirect prin productivitatea extrem de redusă de la evacuarea minereului înmagazinat.

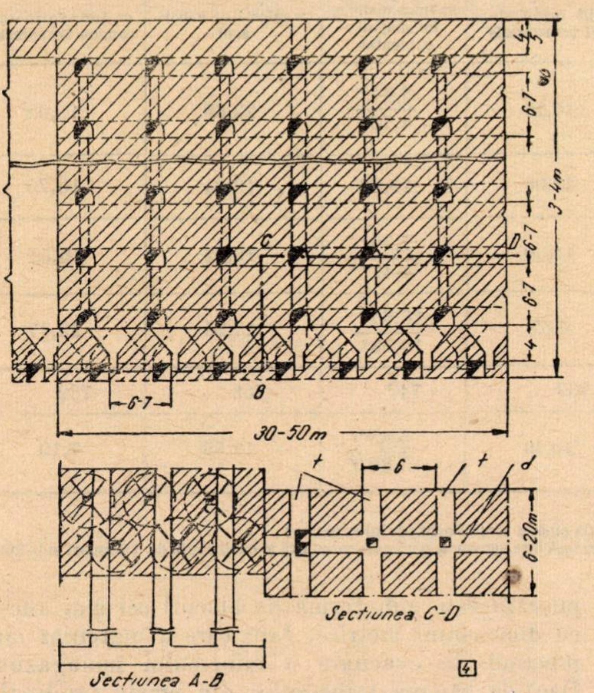


Fig. 4. Metoda de exploatare cu galerii de suborizont.

Faptul că numai circa 1/3 din minereul depilat din masiv este imediat vandabil, constituie unul din neajunsurile aplicabilităţii metodei la exploatare.

Prin experimentarea acestei metode s-a conturat şi domeniul ei : aplicabilitatea devine avantajoasă şi sigură în cazul lentilelor nefaliate şi cu o grosime de maximum 6 m.

Superioritatea acestei metode faţă de metoda de exploatare ascendentă cu felii orizontale şi fîşii transversale, rezultă evident din compararea indicatorilor de la lucrările de pregătire — abatare şi a diagramelor randamentelor şi a preţului de cost.

III. Metoda de exploatare cu galerii de suborizont (fig. 4)

Această metodă s-a aplicat mai întîi la exploatarea lentilei nr. 163.

Varianta aplicată constă din împărţirea lentilei în blocuri de 30—50 m şi din împărţirea orizontului în suborizonturi cu înălţimea de 6—7 m.

Lucrările de pregătire de la baza orizontului sînt similare cu cele de la metoda de exploatare anterioară. Partea mare a volumului fizic a lucrărilor de pregătire o formează galeriile de suborizont. Pregătirea unui suborizont constă din :

— galeria direcţională *d* — executată aproximativ pe centrul zăcămîntului ;

— galeriile transversale *t* — săpate la distanţă de 5—6 m de ambele părţi ale galeriei direcţionale.

Iniţial transportul minereului pe galeriile de suborizont s-a efectuat cu vagonete de abataj de 0,3 m^3 şi ulterior prin rostogoale plasate la fiecare pereche de galerii transversale. Această soluţie a înrăutăţit indicatorii lucrărilor de pregătire, fără a rezolva în totalitate problema transportului din faza de pregătire.

Pentru abatarea minereului se execută găuri de mină în pilierii dintre suborizonturi şi galeriile transversale. Găurile de mină se execută cu perforatoare CP—29, al căror randament mediu este de 18 m/post, cu sfredele dintr-o singură bucată.

Pentru a crea posibilitatea manipulării sfredelelor lungi de 2,5—3 m în faza de experimentare a metodei, galeriile de suborizont se săpau dintr-o dată la un profil mare (9—10 m^2). În ultimul timp galeriile de suborizont se sapă la un profil de 4,4 m^2, iar ulterior sînt reprofilate la 7,1 m^2. Această ultimă măsură, care sporeşte volumul fizic al lucrărilor de pregătire cu circa 300 m convenţionali (pentru un bloc de exploatare), putea fi evitată dacă se trecea la executarea perforajului cu tije filetate experimentate în prealabil.

În general, anticipanta nu depăşeşte 1,2 m, iar granulaţia obţinută este cu ceva mai bună decît la metoda de exploatare cu înmagazinare, fapt concretizat prin productivitatea medie de 15,12 t/post realizată la evacuarea minereului puşcat pe luna octombrie 1962 din blocurile nr. 163 şi 163 I.

În faza de experimentare lucrările de puşcare se extindeau la toată masa mineră dintr-un bloc, însă cum efectul seismic distrugea pilierul de protecţie a orizontului superior (la care concura şi existenţa faliilor), s-a trecut la puşcarea pe tronsoane de 5—7 m. Noul procedeu n-a exclus în mod definitiv surparea plafonului camerei deschise. Astfel, în ramura estică a lentilei 163 imediat ce suprafaţa tavanului deschis a depăşit 500 m^2, în urma puşcării unui mare tronson s-a surpat şi placa de siguranţă antrenînd rambleul din orizontul VII — Mihail.

Mărimile diluţiei şi ale pierderilor de exploatare arătate în tabelele anexate nu sînt proprii acestei metode datorită infiltraţiilor de rambleuri.

Din analiza comparativă a preţului de cost, a randamentelor şi a indicatorilor de la lucrările de abatare, reiese că la abatarea pură aceştia sînt superiori chiar acelora de la metoda de exploatare cu înmagazinarea minereului.

Inferioritatea, de altfel uşor perceptibilă, a metodei de exploatare cu galerii de suborizont faţă de metoda de exploatare cu înmagazinare, în ceea ce priveşte randamentele şi preţul de cost pe metodă, se explică prin influenţa exercitată de lucrările de pregătire.

IV. Metoda de exploatare combinată cu înmagazinarea minereului în camere tranversale şi pilieri prin galerii de suborizont (fig. 5)

Aşa cum s-a aplicat metoda de exploatare cu înmagazinarea minereului în camere transversale nu mai comportă nici o detaliere, deoarece aba-

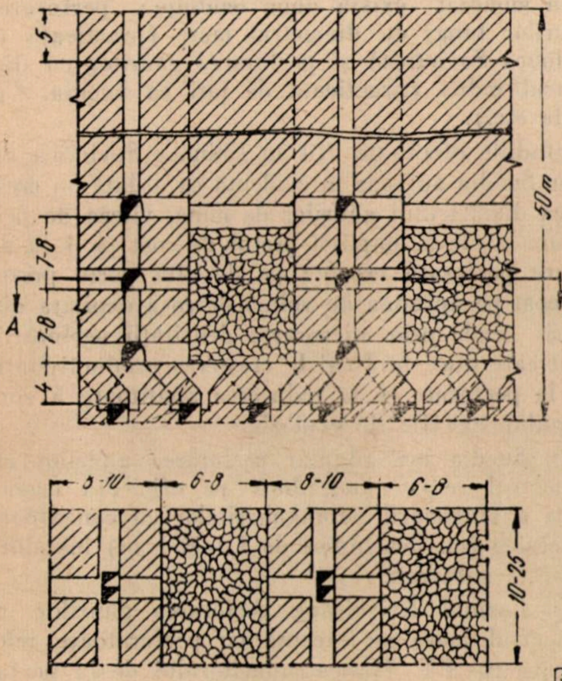


Fig. 5. Metoda de exploatare cu înmagazinare în camere transversale.

tarea minereului în camere transversale este similară cu cea de la înmagazinarea pe direcție, iar abatarea pilierilor este similară cu cea de la metoda de exploatare cu galerii de suborizont. În acest caz indicatorii au valori ponderate ale celor două metode de exploatare distincte.

Este de menționat faptul că deși lățimea camerelor a fost redusă la maximum 8 m față de 15 m cît era grosimea maximă a blocului 162 (unde s-a aplicat înmagazinarea direcțională) totuși deblocările din tavan au apărut la circa 40 m de la baza orizontului.

★

Metoda de exploatare ascendentă în felii orizontale și fîșii transversale, datorită dezavantajelor pe care le prezintă, nu mai poate fi luată în considerare pentru viitor. La exploatarea lentilelor cu grosimea de maximum 12 m metoda de exploatare care asigură cele mai bune condiții de muncă și care prezintă cele mai mari rezerve de mărire a productivității muncii și de reducere a prețului de cost, este metoda de exploatare cu galerii de suborizont.

Pentru îmbunătățirea indicatorilor de la această metodă de exploatare, se impune în primul rînd schimbarea structurii lucrărilor de pregătire și în final modificarea procedeului de abatare.

Noua structură a lucrărilor de pregătire trebuie să asigure mecanizarea operațiilor de încărcare și transport a materialului rezultat la săpare, precum și o reducere simțitoare a volumului fizic al lor. Împărțirea lentilelor în blocuri trebuie scoasă din practica metodei de exploatare cu galerii de suborizont.

Avînd în vedere existența faliilor transversale, se apreciază că sistemul adecvat zăcămîntului este împărțirea acestuia în panouri și pilieri. Lungimea panourilor direcționale va fi impusă de împărțirea zăcămîntului de așa manieră încît principalele falii transversale să se încadreze în pilierii dintre panourile de exploatare.

Extragerea pilierilor ar urma să se efectueze o dată cu extragerea plafoanelor panourilor prin prăbușirea lor împreună cu rocile din tavan peste pilierii de protecție ai orizontului de bază.

La exploatarea lentilelor cu grosimea mare, metoda de exploatare optimă o apreciem că este aceea combinată cu înmagazinarea minereului în camere transversale, însă cu modificarea procesului de abatare, care să excludă obligativitatea muncii sub tavanele deschise ale camerelor de exploatare.

V. Posibilități de îmbunătățire a procesului tehnologic al metodelor de mare productivitate

1. *METODA DE EXPLOATARE CU GALERII DE SUBORIZONT*

A. *Lucrări de pregătire*

La stabilirea unei noi scheme a lucrărilor de pregătire trebuie avut în vedere următoarele:

— limitele zăcămîntului de la un suborizont la altul sînt variabile;

— deschideri ale plafonului camerelor de exploatare mai mari de 500 m², pot provoca surparea;

— crearea posibilităților de mecanizare a operațiilor de transport și de încărcare a minereului rezultat la săparea galeriilor de suborizont.

a. Una din variantele metodei de exploatare cu galerii de suborizont, care poate satisface toate condițiile de mai sus, este metoda cu galerii „balcon“.

Varianta cu galerii „balcon“ nu permite o amplasare rigidă a galeriilor direcționale de suborizont în cadrul grosimii zăcămîntului, iar extinderea lucrărilor de abatare pe toată grosimea este asigurată prin executarea galeriilor „balcon“ pînă la contactul cu rocile înconjurătoare, ceea ce constituie, împreună cu eficacitatea sistemului de pușcare cu găuri paralele, principalele avantaje ale acestei variante.

Dezavantajele scoase în evidență de practica aplicării variantei cu galerii „balcon“ au determinat reducerea aplicabilității ei.

Dintre aceste dezavantaje amintim:

— condiții de muncă periculoase și

— săparea galeriilor „balcon“ la fiecare avansare a frontului cu productivitate redusă și cu preț de cost ridicat. Dacă se are în vedere faptul că executarea tuturor galeriilor „balcon“ dintr-un suborizont este similară cu tăierea unei felii orizontale cu înălțimea de 2—2,2 m pe întreaga suprafața a camerei, influența asupra prețului de cost este mare. De asemenea, în condițiile existenței faliilor transversale, aplicabilitatea acestei variante devine și mai incertă datorită pericolului care ar putea fi creat de desprinderea masivului de minereu dintre două galerii „balcon“ succesive după planele de faliere ale zăcămîntului din apropierea acestora.

b. Altă variantă de pregătire la corpurile groase, care satisface atît condițiile de zăcămînt cît și scopul urmărit (crearea posibilităților mecanizării evacuării minereului rezultat la săparea galeriilor de suborizont), este pregătirea fiecărui suborizont cu două galerii direcționale, pe cît este posibil rectilinii, executate la 2—3 m de contactul cu rocile înconjurătoare (fig. 6).

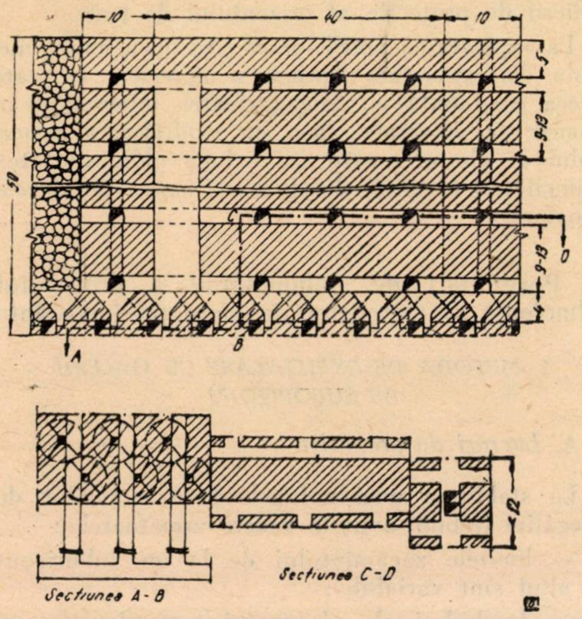


Fig. 6 Metoda de exploatare cu galerii de suborizont (pregătirea suborizontului cu două galerii paralele).

Pentru amplasarea lor în planul unui suborizont este necesar să se cunoască extinderea pe grosime a zăcămîntului din suborizontul inferior. Aceste date vor fi furnizate de săparea unor nișe de cercetare la distanța de circa 10 m una de alta.

Amplasarea galeriilor direcționale, la numai 2—3 m de rocile înconjurătoare, s-a făcut cu scopul de a asigura evacuarea minereului rezultat la săparea nișelor cu instalații de screper apreciate ca mai proprii galeriilor direcționale.

c. O altă variantă, care ar putea fi indicată, este pregătirea fiecărui suborizont cu o galerie direcțională rectilinie executată aproximativ pe mijlocul zăcămîntului, din care se sapă galerii transversale înclinate la un unghi de scurgere a minereului pe jghiaburi metalice.

B. *Lucrări de abatare*

a. Perforarea găurilor de mină

Tăierea minereului să se execute cu ajutorul găurilor de mină adînci. În această problemă, pe plan mondial există două tendințe: perforarea găurilor lungi cu diametrul mare (practicată în Uniunea Sovietică) și perforarea găurilor cu diametrul redus (practicată de țări ca Suedia, Canada etc.).

Studiile efectuate atît în Uniunea Sovietică cît și în Suedia au scos în evidență că o dată cu creșterea diametrului găurilor de mină, viteza de perforare scade și implicit prețul de cost pe 1 m de gaură perforată crește; pe de altă parte prețul de cost pe unitatea de volum de rocă depilată din masiv scade prin micșorarea densității perforării, fapt care duce în final la creșterea productivității de la perforare și la reducerea simțitoare a consumului specific de exploziv.

În Suedia s-a adoptat perforarea găurilor cu diametrul redus contîndu-se pe eficiența economică a sfărîmării supragabaritelor cu concasoare puternice (cu deschideri de 1,4 × 1 m) instalate chiar în subteran.

În bazinul Krivoi-Rog perforarea găurilor cu diametrul mare se execută cu perforatoare telescopice tip PT. Munca muncitorului de la perforare s-a organizat, fapt care a permis ca un singur muncitor să deservească 2—3 perforatoare, crescînd astfel timpul net la perforare de la 300 min/schimb pînă la 780 min/schimb.

Perforatoarele PT fabricate în ultimul timp se disting prin viteze sporite de perforare realizate pe seama măririi numărului de lovituri pe minut.

Unele studii privind perforarea găurilor cu perforatoare cu frecvență mare de lovituri pe minut au scos în evidență apariția „boalei vibrațiilor“. Chiar dacă aceste afirmații sînt reale, apreciem că în cazul perforatoarelor telescopice muncitorul este ferit de pericolul de îmbolnăvire profesională.

Avînd în vedere cele de mai sus se poate considera că orientarea către perforarea găurilor de mină cu diametrul mare este justificată.

Superioritatea lucrărilor de abatare din bazinele Krivoi-Rog, care rezidă în principal în superioritatea procesului de perforare-pușcare, confirmă aprecierea de mai sus.

b. Pușcarea găurilor

Pentru zonele de minereu compact, trebuie să se extindă pușcarea cu amorse milisecundă. În afară de faptul că efectul seismic este mult mai redus (după regula celor 2/3 a lui Fish), se obține și o granulație mai bună.

Pînă în momentul de față nu a fost găsită o formulă care să permită calcularea treptei de întîrziere a capselor în funcție de condițiile de zăcămînt sau de alți parametri de perforare. Din această cauză, se impune experimentarea mai multor scheme de perforare cu diferite trepte de întîrziere și în diferite caracteristici de zăcămînt, pînă la obținerea unor rezultate și mai mulțumitoare.

2. METODA DE EXPLOATARE CU ÎNMAGAZINARE ÎN CAMERE TRANSVERSALE (fig. 7)

După cum s-a arătat în cadrul concluziilor, la această metodă de exploatare trebuie exclusă munca sub tavanele deschise ale camerelor peste o anumită lățime. La lățimi mai mari se poate realiza tăierea prin perforarea camerelor din galeriile de atac — *a* — săpate în pilierii dintre camere.

Complexul lucrărilor de pregătire a suborizonturilor de atac este întregit deci și de săparea unor galerii direcționale cu scopul de a vizita minereul înmagazinat în camerele de exploatare ceea ce va mări indicele de pregătire.

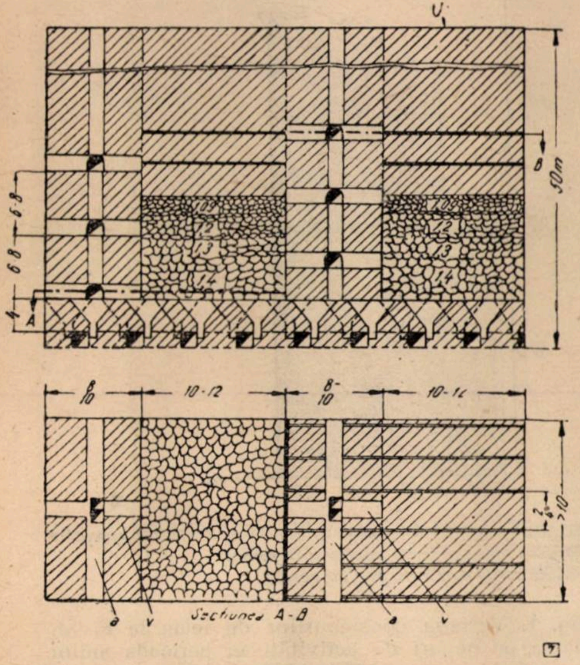


Fig. 7. Metoda de exploatare cu înmagazinare în camere transversale (cu pușcarea minereului în mediul comprimat).

Această variantă cumulează în schimb avantajele care decurg în aplicarea pușcării în mediu „comprimat".

Cercetările cu ajutorul filmării rapide, efectuate în alte țări, au arătat că sfărîmarea masivului are loc după 8—20 ms, iar desprinderea din masiv numai după 30—100 ms, ceea ce înseamnă că principala operație de tăiere din masiv — sfărîmarea — nu este cu nimic diminuată de contactul cu minereul înmagazinat. Contactul cu minereul înmagazinat mărește în mod simțitor timpul de rămînere a gazelor de explozie într-un spațiu restrîns, față de cazul fețelor libere, avînd astfel efecte favorabile.

Se cunoaște că pentru a folosi cît mai bine energia de explozive, este necesar să se mărească rigiditatea dinamică a masivului care urmează a fi dislocat, fapt care se traduce prin mărirea limitei de minimă rezistență; cum însă mărirea anticipată duce — în majoritatea cazurilor — la realizarea unei proporții nedorite de supragabariți prin pușcarea în mediu „comprimat" se obține în mod aparent mărirea ei, obținîndu-se însă o sfărîmare înaintată a minereului înmagazinat, prin deplasarea și îndesarea minereului pușcat.

Din cercetările experimentale întreprinse la mina Inguleț (bazinul Krivoi-Rog) a rezultat că valoarea optimă a coeficientului de înfoiere a minereului înmagazinat din imediata apropiere a masivului este cuprinsă între 1,23 și 1,35 și că în urma pușcării rezultă patru zone cu coeficienți de afînare distincți — 1,09; 1,2; 1,3 și 1,4 ceea ce înseamnă o sfărîmare avansată.

Această variantă de pușcare în mediu comprimat se poate aplica și la zonele puternic tectonizate ale căror minereuri se sfarmă ușor. În această situație pușcarea în mediu „comprimat" este înlocuită cu pușcarea cu spații de comprimare reglementare, iar anticipanta și distanța dintre găuri sînt mărite în mod corespunzător.

★

Primii pași în ceea ce privește aplicarea în țara noastră a metodelor de exploatare de înaltă productivitate au fost făcuți. Viitorului îi revine sarcina de a îmbunătăți în mod continuu parametrii de la lucrările de pregătire — abatare pentru ca în final să se obțină o creștere a productivității muncii și o reducere a prețului de cost.

Pentru aceasta este necesar să se experimenteze noi variante de pregătire și procedee de abatare în panouri de exploatare destinate în exclusivitate cercetării.

Rezultatele obţinute în reducerea consumului de lemn la minele de minereuri neferoase din grupul Barza

Ing. A. Lăpuşcă

Dezvoltarea continuă a capacităţilor de producţie şi asigurarea unor indici de normalitate corespunzători impun executarea unui volum sporit de lucrări miniere pentru deschiderea şi pregătirea rezervelor de minereu şi ca urmare un consum sporit de lemn de susţinere.

Astfel, la minele de minereuri din grupul Barza, aparţinînd Trustului aurului Brad, consumul de lemn de susţinere a crescut în anul 1962 cu 135% în raport cu anul 1959.

Durata de funcţionare — impusă lucrărilor miniere în condiţiile specifice microclimatului subteran, manipularea greoaie a unor cantităţi mari de lemn de susţinere, dar mai ales necesitatea de a economisi materialul lemnos pentru o valorificare superioară impun căutarea unor soluţii de reducere a consumului de lemn de susţinere la lucrările miniere.

Pentru a stabili măsurile de aplicat, în această direcţie, este necesar să cunoaştem indicii de consum specific pe fiecare fază de lucrări şi factorii care îi determină. Astfel, în cazul zăcămintelor aurifere din grupul Barza, 19,6 m^3/1 000 t, reprezintă consumul specific pentru armarea lucrărilor miniere de deschidere şi pregătire, 7,44 m^3/1 000 t — pentru întreţinerea lucrărilor miniere în funcţiune, 8,71 m^3/1 000 t — pentru lucrările de abataj, realizîndu-se un indice total mediu pe anul 1962 de 35,75 m^3/1 000 t. Nivelul indicelui global este în funcţie de variaţiile prezentate de fiecare fază în parte. Variaţia consumurilor pe genuri de lucrări în ultimii patru ani la E. M. Barza este redată în diagrama din figura 1.

În cele ce urmează vom studia posibilităţile de reducere a consumului de lemn pe care le oferă fiecare fază de lucrări în parte.

A. Reducerea consumului de lemn la lucrările de deschidere şi pregătire

În cazul zăcămintelor de minereuri filoniene, în special la cele subţiri, pregătirea exploatării necesită executarea galeriilor direcţionale de delimitare pe înclinare la un interval optim corespunzător metodei de exploatare şi naturii zăcămîntului. De asemenea sînt necesari şi suitorii de delimitare pe direcţie. Consumul de lemn în aceste lucrări poate fi influenţat prin folosirea înlocuitorilor şi prin majorarea înălţimii etajului.

1. *Folosirea înlocuitorilor.* Majoritatea zăcămintelor filoniene sînt cantonate în formaţiuni eruptive, condiţiile de nestabilitate a lucrărilor miniere fiind determinate de consistenţa şi indicele de compactitate, care este influenţat de gradul de diaclazare şi alterare al rocilor înconjurătoare.

Susţinerea are rolul, în special, de a împiedica dezvoltarea progresivă a fenomenului de surpare, care începe prin desprinderea de bucăţi din tavan şi pereţi. Numai în puţine cazuri susţinerea are de preluat presiunea formaţiunilor nestabile în masă.

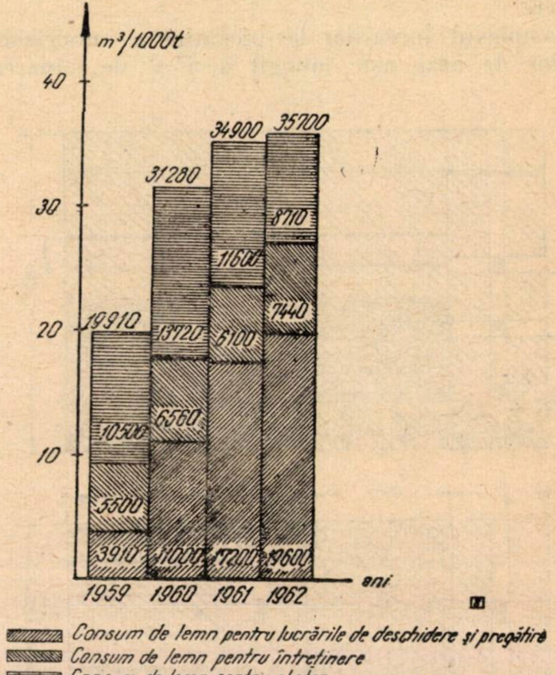


Fig. 1. Variaţia consumurilor de lemn la E. M. Barza pe genuri de activităţi în perioada anilor 1959—1962.

În aceste condiţii este indicat a se utiliza susţinerea ancorată în cîmpuri cu plase metalice, torcretarea pereţilor şi a tavanului, după plantarea de ancore în cîmpuri ca elemente de preluarea tensiunilor din tavan, utilizarea diferitelor genuri de armături metalice.

În această direcţie la E. M. Barza s-a acţionat prin folosirea armăturilor metalice tip TH şi a armăturilor din şine de cale ferată de 9, 13, 17 şi 30 kg/m, profilul utilizat avînd forma din figura 2. Întrucît pentru îmbinarea celor două elemente de susţinere, care constituie o armătură, se folosesc eclise şi şuruburi, ceea ce diminuează productivitatea muncii, s-a trecut la forma prezentată în figura 3 în care operaţia de asamblare a armăturii se execută prin strîngerea pe un lemn rotund în lăcaşurile construite în cheia bolţii.

Productivitatea realizată la montarea acestor cadre a fost de 5—6 buc./post.

În anul 1962 şi în trimestrul I al anului 1963 s-a montat un număr de peste şapte mii armături metalice din şină de cale ferată şi profile TH înlocuindu-se cantitatea de peste 1,8 mii m^3 lemn de susţinere. Armăturile metalice montate au fost vopsite cu izolin, pentru a preveni coroziunea.

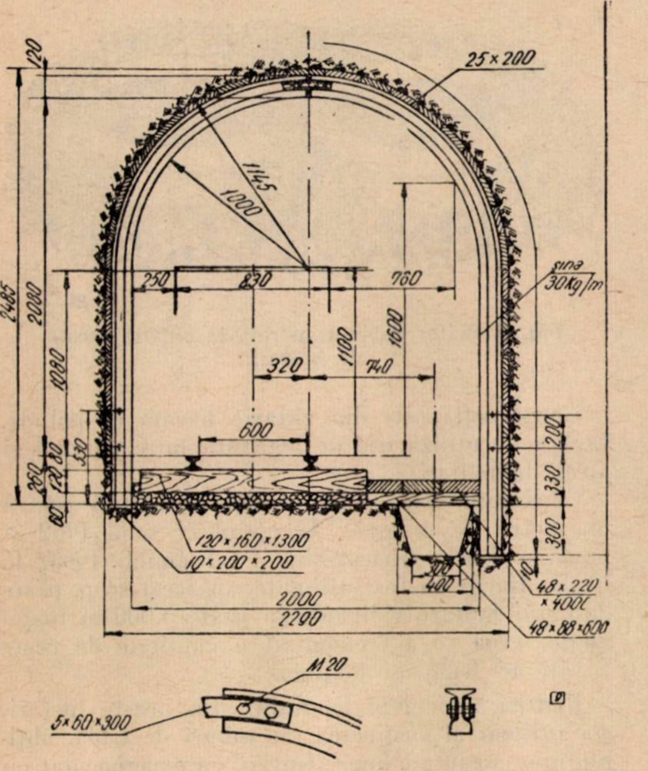

120
25×200
1145
1000
2485
2080
250
830
760
şina 30 kg/m
1080
1100
1600
320
740
600
200
330
300
530
120
80
260
60
120×160×1300
10×200×200
2000
2290
400
48×220×4000
48×88×600
M 20
5×60×300

Fig. 2. Galerie armată în fier, cu profil c.f. de 13, 17 și 30 kg/m utilizat la susținerea galeriilor direcționale și transversale; îmbinare la boltă cu eclise și șuruburi.

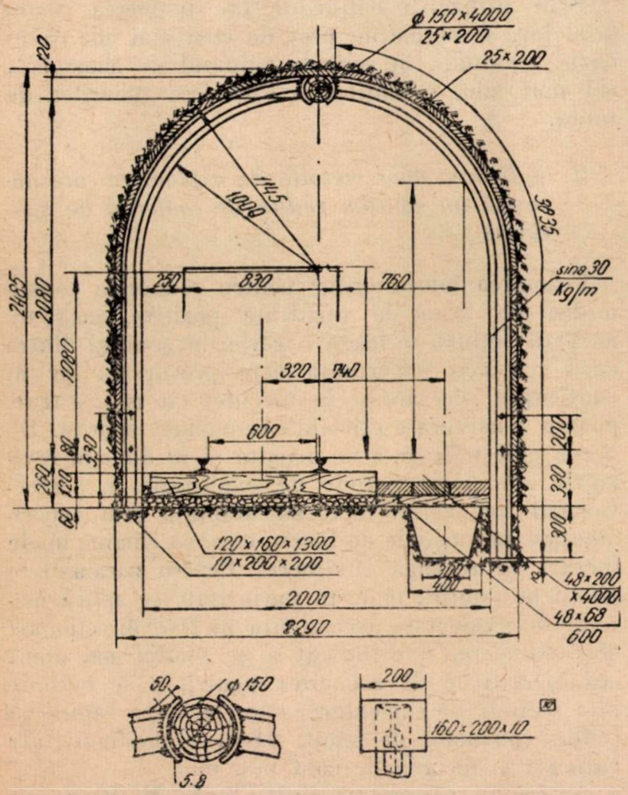

120
ϕ 150×4000
25×200
25×200
1145
1000
2835
2485
2080
250
830
760
şina 30 Kg/m
1080
320
740
600
200
330
300
530
120
80
260
60
120×160×1300
10×200×200
48×200×4000
48×68
600
2000
2290
50
ϕ 150
5.8
200
160×200×10

Fig. 3. Galerie armată în fier, cu profil c.f. de 13, 17, 30 kg/m utilizat la susținerea galeriilor; îmbinare prin strîngere cu lemn rotund.

Aplicarea susținerii metalice este limitată de existența apelor acide, unde la înlocuirea lemnului de mină trebuie să apelăm la alte procedee.

2. *Majorarea înălțimii etajului.* Înălțimea etajului este condiționată de metoda de exploatare utilizată și în mare măsură de caracteristicile geologice ale zăcămintelor. Pentru zăcăminte noi înălțimea optimă a etajului a fost stabilită în baza proiectelor de deschidere și de pregătire. La minele vechi, pentru a utiliza parte din lucrările în funcțiune, lucrările de cercetare urmăresc înălțimea etajului existent, care nu întotdeauna este cea optimă. Pentru deschiderea în adîncime a zăcămintelor în exploatare, este recomandabil a se reexamina înălțimea etajului, majorîndu-se aceasta în măsura în care creșterea înălțimii nu aduce consecințe nefavorabile în desfășurarea normală a activității în abataj.

În cazul în care înălțimea etajului se majorează de la 30 la 40 m (cum este cazul la E. M. Barza), consumul de lemn se reduce cu 14% pentru un pilon cu o grosime de 0,3 m și înclinare de 70°, cheltuielile pentru lucrările de deschidere și pregătire reducîndu-se în aceeași proporție.

B. Reducerea consumului de lemn în lucrările de abataj

În cazul lucrărilor de abataj la minele de minereuri cu zăcăminte filoniene, o cantitate importantă de lemn se consumă la susținerea lucrărilor miniere care servesc pentru accesul personalului și evacuarea minereului din abataj și o cantitate foarte mică pentru susținerea tavanului și a pereților. Aceasta în special la zăcămintele unde se aplică metoda de exploatare cu fîșii direcționale cu rambleiere.

În asemenea situații pentru a reduce consumul de lemn este indicat să acționăm în următoarele direcții:

— înlocuirea susținerii din lemn cu alte materiale;

— folosirea unor metode de exploatare, care permit reducerea volumului de susținere.

Lucrările miniere care consumă lemn în cazul metodei de exploatare prin fîșii orizontale și rambleiere sînt suitori de panou și rostogoalele de minereu care se execută din 10 în 10 m și urmăresc pe înălțime linia de abataj, permițînd evacuarea minereului. Aceste lucrări se execută din cadre de lemn, avînd deschiderea interioară de 0,8 × 0,8 m. Consumul de lemn este de 0,5 m^3/m de rostogol. În cazul unui filon cu grosimea de 0,3 m consumul de lemn numai pentru aceste lucrări reprezintă circa 38 m/1 000 t.

Acolo unde roca înconjurătoare este compactă și prezintă caracteristici corespunzătoare, se folosește sterilul — rezultat din excavare — pentru executarea rostogolurilor în zidărie uscată.

Acest sistem de susținere prezintă multe avantaje, însă nu poate fi generalizat în mod economic, impunîndu-se necesitatea folosirii lemnului. La E. M. Barza în anul 1962 consumul specific de lemn de susținere pentru acest gen de lucrări a fost de 8,71 m³ lemn pentru 1 000 t extrase din lucrările de abataj și din lucrările de deschidere și pregătire executate.

În urma acțiunilor întreprinse pentru reducerea lemnului de mină din aceste lucrări, s-a reușit ca în cursul anului 1962 și trimestrul I al anului 1963, numai pe seama utilizării înlocuitorilor, să se economisească circa 2,1 mii m³ lemn de susținere.

1. *Înlocuirea susținerii rostogoalelor de minereu cu alte materiale*

Pentru înlocuirea lemnului s-a experimentat în anul 1961 suținerea rostogoalelor de minereu cu prefabricate de beton. S-au obținut rezultate bune, realizîndu-se o economie de 36,4 lei pentru fiecare metru de rostogol ridicat în bolțari de beton. Folosirea bolțarilor prefabricați la ridicarea rostogoalelor cu secțiune circulară creează avantaje asigurînd o construcție solidă, o uzură mică, o circulație bună a aerului între orizonturi, ceea ce contribuie la reducerea rezistenței la aeraj a minei. Construcția rostogoalelor de minereu cu prefabricate se execută cu înclinări variabile (65—90°) urmărind înclinarea filonului. Unele dintre aceste lucrări se amenajează cu poduri și scări.

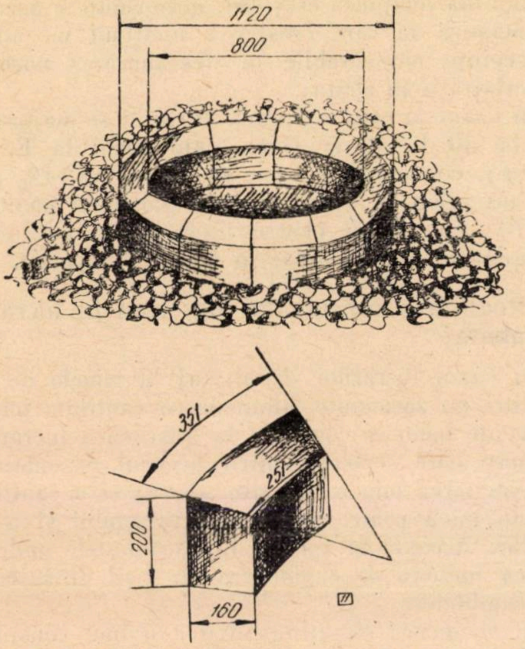


Fig. 4. Rostogol de minereu — ridicat în zidărie uscată de bolțari prefabricați și dimensiunile unui bolțar.

S-a experimentat, fără a avea caracter de generalizare, ridicarea suitorilor dubli în bolțari, executarea acestora făcîndu-se concomitent cu ridicarea liniei de abataj, o secție servind pentru circulație, iar cealaltă — pentru transport de minereu.

Construcția unui rostogol de minereu ridicat în bolțari este redată în figura 4, indicîndu-se dimensiunile unui bolțar. În figura 5 este prezentată construcția experimentată pentru ridicarea în bolțari a unui suitor dublu.

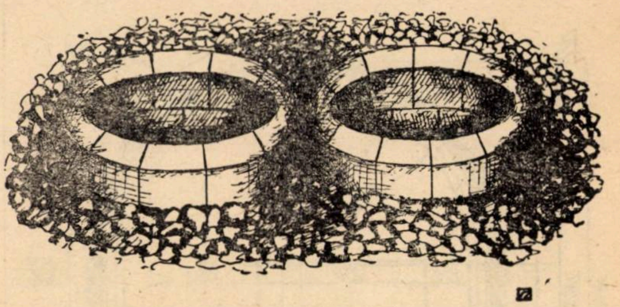


Fig. 5. Suitor dublu construit în zidărie uscată de bolțari.

Construcția este din zidărie uscată de bolțari, fără a se utiliza tije de legătură între un rînd și altul de bolțari.

Consumul este de 50 bucăți de bolțari pentru un metru de rostogol. Începînd cu anul 1962 și pînă la finele trimestrului I al anului 1963, la E. M. Barza au fost utilizate, în acest scop, peste 246 mii bolțari, ridicîndu-se peste 5 000 m rostogoale, ceea ce a economisit o cantitate de peste 2 mii m³ lemn de susținere.

Pentru înlocuirea lemnului din aceste lucrări, s-a utilizat și susținerea cu tuburi de tablă, obținîndu-se rezultate bune. Inițial s-a experimentat cu tablă de 5 mm grosime, confecționîndu-se tuburi cu lungimea de 1 m și diametrul de 5,65 m. Ulterior s-a utilizat tablă de 3 mm, păstrîndu-se diametrul tubului. Îmbinarea pe înclinare este arătată în figura 6.

Prin utilizarea bolțarilor la susținerea rostogoalelor, se obține un preț de cost mai mic ca în cazul lemnului, în schimb volumul de manoperă, cel mai mic, se obține la folosirea tuburilor de tablă.

2. *Aplicarea unor metode de exploatare care necesită un consum redus de material de susținere*

Folosirea înlocuitorilor pentru reducerea consumului de lemn dă rezultate pozitive, însă de această acțiune se leagă o serie de greutăți dintre care cea mai importantă este procurarea lor în cantitățile necesare și la un preț cît mai scăzut, pentru a asigura o eficiență economică sporită. De aceea este necesar a ne orienta și în direcția revizuirii actualelor metode de exploatare, a perfecționării lor, astfel încît să stabilim prin experimentare noi metode de lucru, care să elimine unele lucrări ce reclamă susținere. Pentru zăcămintele filoniene subțiri, unde în majoritate se aplică metoda de exploatare ascendentă în fîșii direcționale și rambleiere, este indicat a se studia mai atent caracteristicile de zăcămînt pentru a se extinde alte metode de exploatare, care pe lîngă faptul că reduc consumul de lemn, oferă o productivitate ridicată și un preț de cost mai mic.

Acționînd pe această linie, la E. M. Barza au fost experimentate în anii 1961 și 1962 următoarele metode de exploatare :

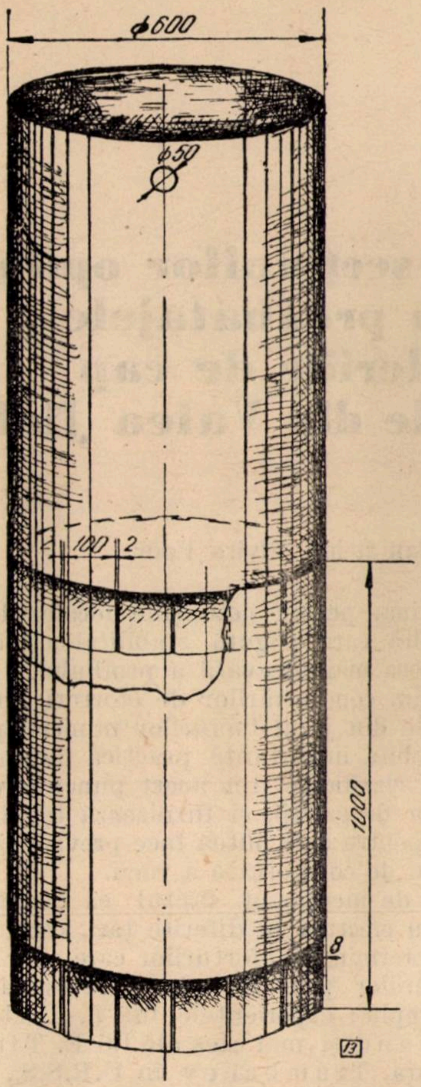


Fig. 6. Burlane din tablă utilizate la susținerea rostogoalelor de minereu; dimensiuni și modul de îmbinare.

— metoda de exploatare cu înmagazinare ;

— metoda de exploatare cu aripi înclinate ;

— metoda de exploatare cu fîșii direcționale și transport cu screper.

Prin folosirea acestor metode de exploatare se reduce numărul rostogoalelor de minereu de la cinci, necesare în cazul metodei clasice, la unul central, iar în cazul metodei cu înmagazinare nu mai este necesar nici unul, fapt care duce direct la reducerea consumului de lemn.

Folosind aceste metode de exploatare, consumul de lemn se reduce cu 3,8 m^3/1 000 t în cazul metodei cu aripi înclinate și cu 2,3 m^3/1 000 t în cazul mecanizării cu screper, față de metoda clasică cu fîșii direcționale și rambleiere ascendentă.

C. Reducerea consumului de lemn din lucrările de întreținere

Folosind lemnul ca material de susținere a lucrărilor miniere, în cazul în care durata de funcționare a acestora este mai mare decît a armăturilor, se impune schimbarea lor periodică. În condițiile de microclimat din subteran, în minele unde aerajul este greoi și au loc fenomene de oxidare cu degajări de căldură și umiditatea pronunțată, durata de funcționare a lemnului este de 2 pînă la 3 ani.

Aceste condiții sînt factorii principali care determină durata de funcționare a lemnului în subteran și într-o măsură mai mică influențează elementul de presiune care determină deformări ale susținerilor și necesități de înlocuire.

Pentru a evita consecințele create de executarea unui volum sporit de lucrări miniere susținute în lemn, și care creează premisele creșterii consumului de lemn la întreținere, precum și majorarea efectivelor de la aceste lucrări, se impune luarea următoarelor măsuri :

— betonarea și zidirea în bolțari a lucrărilor miniere principale cu o durată de funcționare pînă la 10 ani ;

— folosirea extinsă a înlocuitorilor rezistenți la factorii de microclimat, pentru lucrările cu o durată pînă la 5 ani.

— folosirea lemnului impregnat cu diferite soluții, pentru a evita degradarea prematură a acestuia ;

— folosirea pentru căile principale de transport a traverselor prefabricate din beton ;

— extinderea folosirii bandajelor impregnate și a celor prefabricate din beton.

În introducerea acestor sisteme de susținere, trebuie să se țină seamă, încă din faza de elaborare a proiectelor tehnice și de execuție, de necesitatea asigurării condițiilor materiale prin organizarea de unități industriale capabile să producă, în ritmul corespunzător, cantitățile necesare de profile, prefabricate și esențe de lemn impregnat, solicitat de volumul de lucrări miniere în execuție.

★

În utilizarea diferitelor sisteme de susținere este necesar să avem atît imaginea economică pe care o oferă fiecare în parte, cît și eficiența în timp. Astfel, urmărind evoluția consumului specific pentru lemnul de mină utilizat pentru întreținere, în ultimii patru ani la E. M. Barza, se constată că indicele consumului specific realizat în anul 1962 depășește cu 35% pe cel realizat în anul 1959, în schimb cantitatea de lemn folosită depășește în anul 1962 cu 76% pe cea folosită în acest scop în anul 1959. Ori important pentru economia națională în etapa actuală este reducerea consumului specific în general și reducerea cantităților de lemn în special.

Luînd în considerare aspectele prezentate, rezultă că în etapa actuală, reducerea efectivă a consumului de lemn este o necesitate obiectivă, impusă de ritmul de dezvoltare a minelor de minereuri, fiind o condiție necesară pentru realizarea sarcinii de creștere a productivității muncii, fixată prin Directivele celui de-al III-lea Congres al Partidului Muncitoresc Romîn.

J.18685/64
LEFORDITVA

Studiul susţinerii, alegerea secţiunilor optime şi a formei profilelor în preabatajele din stratul III şi în galeriile de cap ale stratelor subţiri în minele din Valea Jiului*

(II)

Ing. N. Leţu, ing. V. Poboran, ing. C. Hirian şi ing. Elvira Faur

Adîncimea crescîndă a exploatărilor subterane şi alte condiţii de zăcămînt produc manifestări ale presiunii rocilor, fapt care îngreuiază menţinerea construcţiilor subterane, creînd prin aceasta dificultăţi în procesul de producţie.

Pentru preîntîmpinarea manifestărilor presiunii rocilor minerul are la dispoziţie în primul rînd susţinerea care trebuie să fie construită şi adaptată condiţiilor locale în aşa fel încît să reziste solicitărilor. Susţinerea îşi va atinge scopul numai atunci cînd va corespunde proprietăţilor mecanice ale rocilor înconjurătoare.

Experienţa de producţie nu este suficientă pentru rezolvarea problemei susţinerii. Sînt necesare argumente ştiinţifice bazate pe cercetări.

Pînă în prezent s-a reuşit ca prin măsurători se să determine cu aproximaţie sarcinile la care sînt supuse susţinerile din galerii şi abataje, urmărindu-se nu numai mărimea efectelor cauzate de mişcarea rocilor (cum ar fi micşorarea secţiunii unei galerii sau mărirea convergenţei), dar şi anumite relaţii dintre valorile măsurate şi unele faze ale procesului de producţie ca: extragerea cărbunelui din abataj, susţinerea, rambleierea.

Stabilirea unor reguli generale pentru dirijarea presiunii rocilor este încă o problemă deschisă şi sînt necesare noi încercări şi metode pentru studiul şi cunoaşterea mai completă a fenomenului de deformare şi mişcare a rocilor în jurul lucrărilor miniere subterane.

Pentru studierea stabilităţii lucrărilor miniere, o mare importanţă o are determinarea cîmpului de tensiuni care apar în jurul lucrărilor miniere.

Modificînd deschiderea şi forma profilului unei lucrări miniere şi stabilind pentru aceasta caracteristica noului cîmp de tensiuni, se poate determina, pentru condiţiile locale, deschiderea-limită care asigură stabilitatea lucrării şi forma cea mai adecvată a profilului.

Studiul concentrărilor de eforturi, care apare în rocile din jurul lucrărilor miniere, prezintă o deosebită importanţă practică deoarece permite o clasificare din acest punct de vedere a tipurilor de galerii, şi furnizează totodată elemente pentru a se putea face previziuni asupra modului de comportare a rocii.

Este de menţionat faptul că în ultimii 10 ani s-au efectuat în diferite ţări, cercetări privind determinarea eforturilor care apar în pereţii galeriilor prin metoda fotoelasticităţii, ca de exemplu: experienţele lui P. Habib, R. Marchand şi mai ales ale lui E. Tincelin în Franţa, Trumbacev în U.R.S.S., Potts în Anglia, Knapen în S.U.A. şi altele.

În cele ce urmează, pentru a se face posibilă utilizarea metodelor fotoelasticităţii, roca s-a asimilat ca un mediu elastic, omogen şi izotrop. Totodată, luîndu-se în considerare faptul că galeriile, care fac obiectul prezentului studiu, sînt situate la adîncimi mari faţă de suprafaţa terenului (200—500 m), s-a asimilat cîmpul gravitaţional de eforturi cu un cîmp de eforturi omogen de valoare constantă în zona galeriei. Menţionăm că acest procedeu, care este utilizat curent pentru galerii situate într-un mediu elastic, procedeu care este recomandat şi de K. Terzaghi, nu poate fi recomandat pentru cazul galeriilor situate la mică adîncime întrucît ar da erori prea mari. În asemenea cazuri pentru cercetarea eforturilor pe cale fotoelastică se utilizează materiale de tipul gelatinelor, care modelează satisfăcător eforturile produse de cîmpul gravitaţional.

Odată admisă asimilarea comportării rocii cu cea a unui mediu elastic, omogen şi izotrop problema concentrării eforturilor în rocile din jurul galeriilor revine la problema concentrării eforturilor în jurul unui orificiu executat într-o

---

* Lucrarea de faţă a fost întocmită în colaborare cu ing. M. Vasilescu, Al. Constantinescu, M. Dumitru şi fizician A. Belu de la Institutul de cercetări hidrotehnice, Bucureşti.

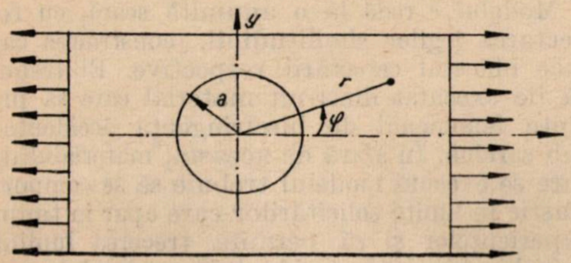


Fig. 1.

placă de lățime infinită, solicitată de un cîmp de eforturi constant.

Această problemă a fost rezolvată pe cale matematică pentru unele cazuri mai simple. Astfel, funcția lui *Airy*, din care rezultă starea de tensiune într-o placă infinită prevăzută cu un orificiu circular, a fost găsită de Kirsch în 1898 și are, în coordonate polare, forma :

$$\Phi = \frac{p}{4}\left(r^2 - 2a^2 \log r - \frac{r^2 - a^2}{2}\cos 2\varphi\right)\cdot \tag{1}$$

Notațiile corespund schiței din figura 1.

Pornind de la această funcție expresiile tensiunilor care apar într-un punct de coordonate *r* și φ au forma :

$$\sigma_r = \frac{1}{r}\cdot\frac{\partial\Phi}{\partial r} + \frac{1}{r^2}\cdot\frac{\partial^2\Phi}{\partial^2\varphi^2} = \frac{p}{2}\left[1 - \frac{a^2}{r^2} + \left(1 - \frac{4a^2}{r^2} - \frac{3a^4}{r^4}\right)\cos 2\varphi\right]; \tag{2}$$

$$\sigma_r = \frac{\partial^2\Phi}{\partial r^2} = \frac{p}{2}\left[1 + \frac{a^2}{r^2} - \left(1 + \frac{3a^4}{r^4}\right)\cos\varphi\right]; \tag{3}$$

$$\tau_{r\varphi} = -\frac{1}{r}\frac{\partial^2\Phi}{\partial r\partial\varphi} - \frac{1}{r^2}\frac{\partial\Phi}{\partial\varphi} = \frac{p}{2}\left(-1 - \frac{2a^2}{r^2} + \frac{3a^4}{r^4}\right)\sin 2\varphi. \tag{4}$$

Expresiile tensiunilor care apar într-un punct de coordonate α și β (se utilizează coordonate eliptice) au forme foarte complicate. Astfel, cu notațiile din figura 2, σ_β are expresia :

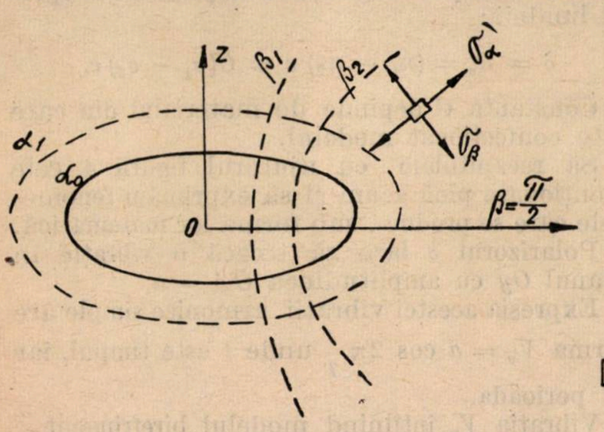


Fig. 2.

$$\sigma_\beta = \frac{p}{8}\left\{\frac{s\cdot h2\alpha}{h^4}[-sh\,2\alpha\,(1-\cos 2\beta) - Ce^{-2\alpha}(1 + \cos 2\beta) - A + 2Be^{-2\alpha}\cos 2\beta] + \frac{\sin^2 2\beta}{h^4}[(-ch\,2\alpha) - 1 + 2Be^{-2\alpha} + C(1 - e^{-2\alpha})] + \frac{4}{h^2}[\cos 2\beta(-ch2\alpha - Ce^{-2\alpha} + 2Be^{-2\alpha}) + ch\,2\alpha - Ce^{-2\alpha}]\right\}. \tag{5}$$

$$A = -1 - ch\,2\alpha_0. \tag{6}$$

$$B = \frac{1}{2}e^{2\alpha} + \frac{3}{4} - \frac{e^{4\alpha_0}}{4} \tag{7}$$

$$C = 1 + e^{2\alpha_0}. \tag{8}$$

$$h = \text{sh}^2\alpha + \cos^2\beta. \tag{9}$$

Pe conturul orificiului eliptic tensiunile de coardă au expresia :

$$\sigma_{\beta(\alpha=\alpha_0)} = \frac{p}{2h^2}[sh\,2\alpha_0 - 1 - e^{2\alpha_0}.\cos 2\beta]. \tag{10}$$

Pentru celelalte secțiuni care fac obiectul acestui studiu nu s-au întîlnit în literatura de specialitate rezolvări exacte. În general, pentru astfel de cazuri, se recurge la metoda fotoelastică.

Bazele teoretice ale modelării fotoelastice

După cum se știe, în orice punct al unei plăci supuse unor încărcări (în planul ei) se găsesc două direcții, perpendiculare între ele, pe care tensiunile au valorile maxime, respectiv minime. Direcțiile acestea se numesc direcții principale, iar tensiunile care lucrează pe aceste direcții, tensiuni principale, și se notează cu σ_1 și σ_2. Pe suprafețele pe care acționează σ_1 și σ_2 tensiunile tangențiale τ sînt nule.

Menționăm că pe direcțiile principale, pe care acționează tensiunile principale σ_1 și σ_2, au loc și deformațiile principale. Trecerea de la tensiuni la deformații, în cazul unui mediu elastic, se face cu ajutorul legii de proporționalitate a lui Hooke.

Fotoelasticitatea ne dă posibilitatea să constatăm spectrele unor linii caracteristice ajutătoare, izoclinele și izocromele, prin intermediul cărora se poate determina starea de eforturi în orice punct al unei plăci solicitate în planul ei.

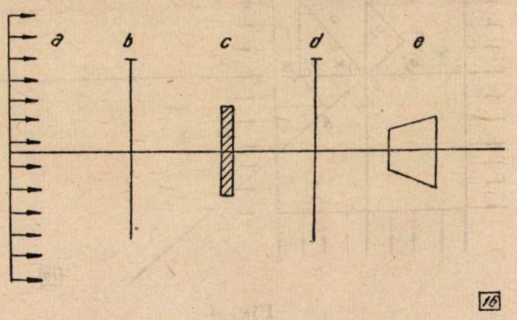


Fig. 3. Instalație de fotoelasticitate.

Izoclinele reprezintă locul geometric al punctelor în care tensiunile principale au o înclinare constantă față de o direcție determinată, de exemplu față de orizontală. Se determină deci, izocline de 0°; 10°; 20° etc.

Izocromele numite astfel pentru motive pe care le vom vedea mai departe, reprezintă locul geometric al punctelor de egală valoare a diferenței tensiunilor principale ($\sigma_1 - \sigma_2$).

Este de remarcat că prin definiție $\sigma_1 > \sigma_2$, deci $\sigma_1 - \sigma_2 > 0$. De la o curbă $(\sigma_1 - \sigma_2) = ct$ la cea imediat următoare, valoarea lui $\sigma_1 - \sigma_2$ variază cu o cantitate constantă σ_0, caracteristică materialului utilizat pentru modelare și luminii folosite pentru luminarea modelului.

Să vedem acum căror fenomene fizice li se datorește faptul că putem să constatăm cu ajutorul fotoelasticității traiectoriile izoclinelor și izocromelor.

Instalația cea mai simplă de fotoelasticitate se compune din (fig. 3):

a — sursa de lumină monocromatică;
b — polarizor;
c — modelul care face obiectul cercetării;
d — analizorul;
e — observatorul (aparatul fotografic).

Sursa de lumină monocromatică *a* emite vibrații transversale cu o lungime de undă corespunzătoare culorii respective, vibrații care se produc într-un mod incoherent în toate planele ce trec prin direcția de propagare. (Menționăm că în cele ce urmează ne vom referi mereu numai la caracterul ondulatoriu al fenomenelor luminoase, care explică în mod simplu fenomenele ce intervin în fotoelasticitate).

Polarizorul *b* are rolul de a nu lăsa să treacă prin el decît vibrațiile care se produc într-un anumit plan, așa-numitul „plan de vibrație". Acest plan trece prin direcția de propagare a razei de lumină și este perpendicular pe planul de polarizare al polaroidului.

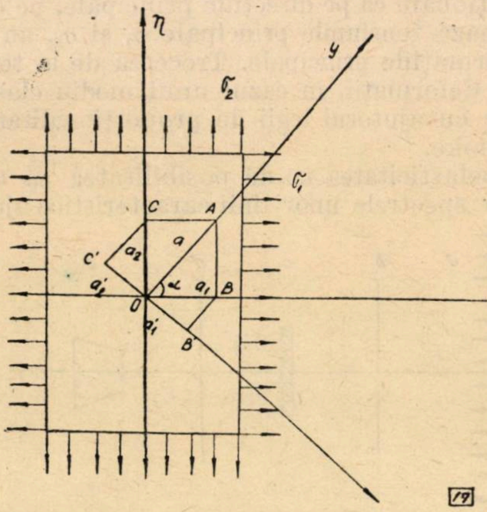


Fig. 4.

Modelul *c* redă la o anumită scară, cu respectarea legilor similitudinii, construcția care face obiectul cercetării respective. El trebuie să fie executat dintr-un material care să prezinte fenomenul de birefringență accidentală sub sarcină. În afară de aceasta, materialul din care se execută modelul trebuie să se comporte elastic în limita solicitărilor care apar în timpul experiențelor și să permită trecerea luminii. Prin birefringență accidentală se înțelege proprietatea anumitor materiale, ca, de exemplu, sticla sau unele mase plastice, de a se comporta ca un mediu anizotrop la trecerea luminii cînd sînt supuse unei stări de eforturi, sau mai binezis unei stări de deformații interioare.

Anizotropia constă în faptul că lumina fiind polarizată nu mai trec decît vibrațiile situate în cele două plane care trec prin axele principale de birefringență, iar vitezele de propagare a luminii, pe cele două direcții menționate, diferă între ele. Sînt de menționat două legi importante ale birefringenței accidentale:

a) legea calitativă — axele principale de birefringență accidentală într-un punct al modelului coincid cu direcțiile principale ale stării de tensiuni interioare din acel punct;

b) legea cantitativă — diferența indicilor de refracție, corespunzători direcțiilor principale, este proporțională în fiecare punct cu diferența $\sigma_1 - \sigma_2$ dintre valorile tensiunilor principale respective, adică $n_1 - n_2 = C\,(\sigma_1 - \sigma_2)$. (11)

Știind că prin indice de refracție se înțelege raportul între viteza luminii în vid și viteza luminii în mediul respectiv, $n = \frac{c}{v}$ și admițînd că grosimea modelului este e rezultă că vibrația v_1 care se produce după direcția lui va ieși din model cu o întîrziere R față de vibrația V_2 dată de expresia:

$$R = \frac{(n_1 - n_2)\,e}{c} = \frac{C\,(\sigma_1 - \sigma_2)\,e}{c}, \quad (12)$$

ceea ce corespunde unei diferențe de drum optic al luminii:

$$\delta = R_c = (n_1 - n_2)\,e = C(\sigma_1 - \sigma_2)\,e. \quad (13)$$

Constanta C depinde de materialul din care este confecționat modelul.

Să recapitulăm cu ajutorul figurii 4 cele menționate pînă acum și să exprimăm fenomenele care se produc, sub forma lor matematică.

Polarizorul *b* lasă să treacă o vibrație în planul Oy cu amplitudinea $OA = a$.

Expresia acestei vibrații armonice simple are forma $V_y = a \cos 2\pi \frac{t}{T}$ unde t este timpul, iar T perioada.

Vibrația V_y întîlnind modelul birefringent c cu axele de birefringență îndreptate după direcțiile tensiunilor principale σ_1 și σ_2, se descompune în două vibrații V_ξ și V_η de amplitudini $OB = a \cos \alpha = a_1$ și $OC = a_2 = a \sin \alpha$.

Vibrațiile corespunzătoare la pătrunderea luminii în model sînt date de ecuațiile :

(14) $$V_{\xi_0} = a \cos \alpha \cos 2\pi \frac{t}{T} \text{ și } V_{\eta_0} = a \sin \alpha \cos 2\pi \frac{t}{T}.$$

La ieșirea din model, datorită vitezelor diferite de propagare a luminii pe cele două direcții ξ și η, va rezulta o diferență de drum între (15) cele două vibrații $\delta = (n_1 - n_2)\, e$ ceea ce cre- (16) ează o diferență de fază $\varphi = 2\pi \frac{\delta}{\lambda}$, λ fiind lungimea de undă a luminii.

Deci, la ieșirea din model, vibrațiile sînt exprimate prin ecuațiile :

(17) $$V_{\xi_1} = a \cos \alpha \cos 2\pi \frac{t}{T} \text{ și } V_{\eta_1} = a \sin \alpha \cos 2\pi \times \left(\frac{t}{T} - \frac{\delta}{\lambda}\right)$$

și au între ele o diferență de drum δ.

Pentru a se măsura această diferență de drum care, cum am văzut, este proporțională cu $(\sigma_1 - \sigma_2)$ se recurge la următorul artificiu. Se trece lumina care a străbătut modelul printr-un analizor *d* (fig. 3) care nu lasă să treacă prin el decît vibrațiile situate într-un plan perpendicular pe planul de vibrații al polarizorului *b*. În acest fel, componentele vibrațiilor *OC* și *OB*, după trecerea prin analizor, vor fi *OC'* și *OB'*, vibrații de amplitudine egală dar de semne contrare.

Expresia vibrației rezultante din planul *Ox* după trecerea prin analizor, pe care o percepe observatorul sau aparatul fotografic *e* va fi :

(18) $$V_x = a \cos \alpha \sin \alpha \cos 2\pi \frac{t}{T} - a \sin \alpha \cos \alpha \cos 2\pi \times \left(\frac{t}{T} - \frac{\delta}{\lambda}\right) =$$
$$= \frac{a}{2} \sin 2\alpha \left[\cos 2\pi \frac{t}{T} - \cos 2\pi \left(\frac{t}{T} - \frac{\delta}{\lambda}\right)\right] =$$
$$= a \sin 2\alpha \sin \pi \frac{\delta}{\lambda} \sin 2\pi \left(\frac{t}{T} - \frac{\delta}{\lambda}\right).$$

După cum se știe, intensitatea luminoasă este proporțională cu pătratul amplitudinii vibrației respective, adică la ieșirea din analizor.

(19) $$I = a^2 \sin^2 2\alpha \sin^2 \pi \frac{\delta}{\lambda}.$$

Rezultă deci că extincția se produce cînd 20,21,22) $\sin 2\alpha = 0$ adică $\alpha = \frac{n \cdot \pi}{2}$ sau cînd $\sin \pi \frac{\delta}{\lambda} = 0$, (23) adică $\delta = K \cdot \lambda$, *K* fiind un număr întreg pozitiv.

(24) Prima condiție, $\alpha = \frac{n \cdot \pi}{2}$, arată că extincția se produce cînd direcția uneia din tensiunile principale coincide cu planul de polarizare al polarizorului sau analizorului. Datorită continuității stării de tensiuni din interiorul piesei vor exista serii continue de puncte care să îndeplinească condiția de mai sus pentru o anumită poziție a planelor de polarizare. Vor rezulta deci niște linii de extincție, așa-numite izocline, care corespund diferitelor înclinări ale planului de polarizare față de o direcție dată, luată ca reper.

Cealaltă condiție de extincție $\delta = K\lambda$ corespunde (25) unei diferențe de drum optic între cele două vibrații care ies din analizor *OC'* și *OB'*, egală cu un număr întreg de lungimi de undă ale luminii respective. Cum am văzut mai înainte însă, diferența de drum optic produsă pe model este proporțională cu diferența tensiunilor principale.

Rezultă deci că datorită continuității stării de eforturi vor apărea o serie de linii întunecate corespunzătoare punctelor în care diferența tensiunilor principale este proporțională cu un număr întreg de lungimi de undă. Aceste linii se numesc izocrome, deoarece cînd se utilizează pentru luminarea modelului o sursă de lumină albă apar o serie de linii colorate corespunzătoare culorilor care compun lumina albă. Lucru explicabil datorită faptului că fiecare culoare din cele care compun lumina albă are o altă lungime de undă, deci condiția de extincție $\delta = K\lambda$ va fi îndeplinită în puncte, respectiv (26) linii diferite pentru fiecare culoare.

Metoda fotoelastică furnizează deci date asupra diferenței tensiunilor principale $(\sigma_1 - \sigma_2)$ și direcția tensiunilor principale în orice punct al modelului. Pe baza acestor date, pornind de la condiții de limită cunoscute cu ajutorul metodelor de integrare grafică sau analitică, se pot determina eforturile în orice punct al modelului.

Metodologia de cercetare

Aparatajul de bază constă dintr-o instalație de fotoelasticimetrie (fig. 5 și 6) care cuprinde :

— sursa de lumină 4×0,2=0,8 kW ;

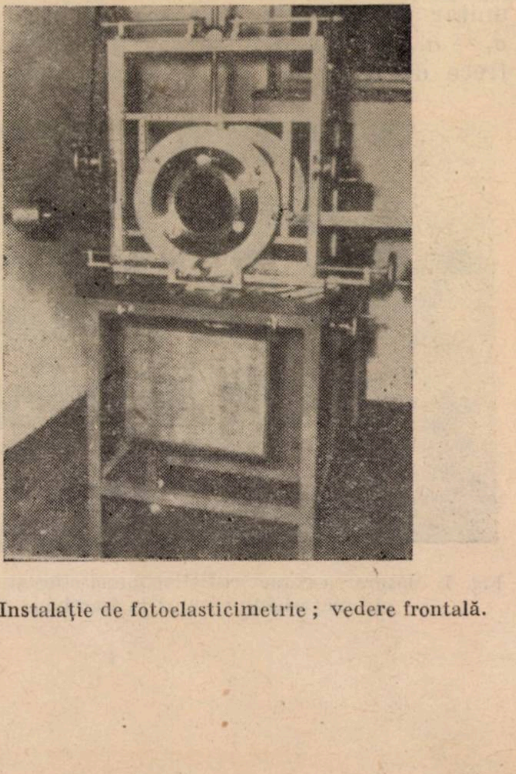


Fig. 5. Instalație de fotoelasticimetrie ; vedere frontală.

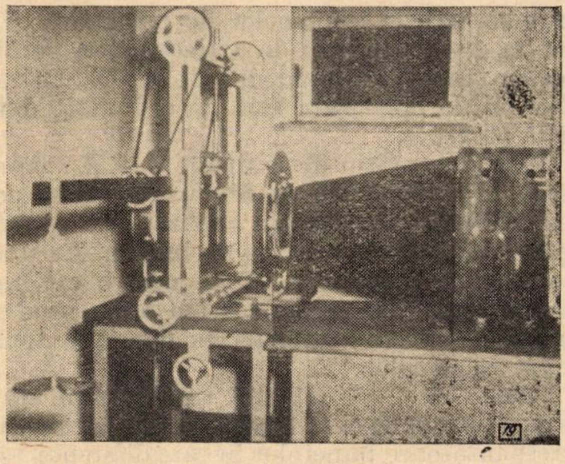


Fig. 6. Instalaţie de fotoelasticimetrie ; vedere laterală.

- sursa de lumină monocromatică : o lampă cu vapori de sodiu (0,5893 lungime de undă) de 140 W putere ;
- polarizorul cu diametrul de 20 cm ;
- prima lamă sfert de undă ;
- cadrul de încărcare care permite realizarea unor încărcări biaxiale cu sarcini pînă la circa 400 kg. ;
- a doua lamă sfert de undă ;
- analizorul cu diametrul tot de 20 cm ;
- aparatul de fotografiat (cu plăci).

Lamele sfert de undă servesc la separarea spectrului izocromelor de cel al izoclinelor.

Ca materiale optic active s-au utilizat mase plastice : pentru unele operaţii de etalonare — Araldit *D*, o răşină epoxidică fabricată de firma CIBA din Bassel, iar pentru experienţele propriu-zise — Juralit, o răşină fenol — formaldehidică de fabricaţie cehoslovacă.

Pentru a putea efectua determinări cantitative, a fost necesar să se etaloneze materialele, în special în ce priveşte valoarea ordinului de bandă al izocromelor. Prin ordin de bandă unitar se înţelege valoarea cu care variază $\sigma_1 - \sigma_2$, atunci cînd spectrul izocromelor se trece de la o bandă de interferenţă la alta.

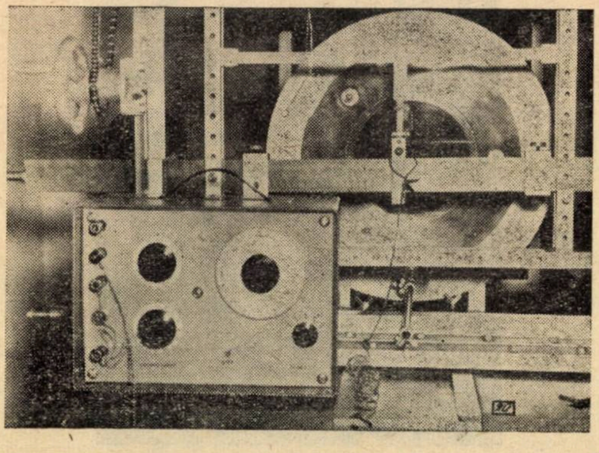


Fig. 7. Măsurarea caracteristicilor fotoelastice şi mecanice ale materialului supus la tracţiune.

Aşa cum s-a arătat, această valoare-etalon $\sigma_1 - \sigma_2$, pe care putem s-o notăm cu σ_0, are expresia :

$$\sigma_0 = \frac{\lambda}{Ce},$$ (27)

unde :

λ reprezintă lungimea de undă a luminii monocromatice utilizate ;
C — constanta fotoelastică a materialului ;
e — grosimea modelului.

Deoarece C nu are o valoare constantă pentru o răşină de un anumit tip, ea poate să varieze între anumite limite de la şarjă la şarjă. Încă

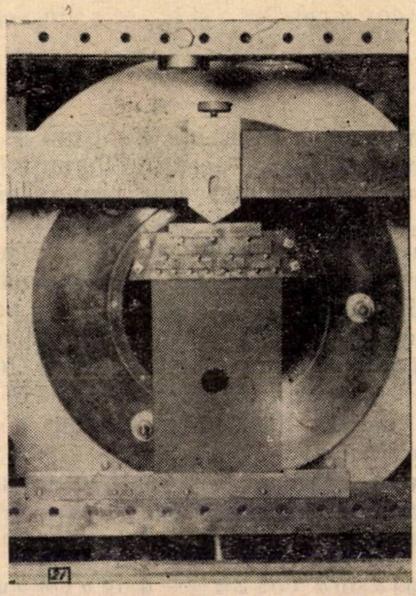


Fig. 8. Dispozitiv pentru realizarea unei încărcări uniform distribuite de compresiune.

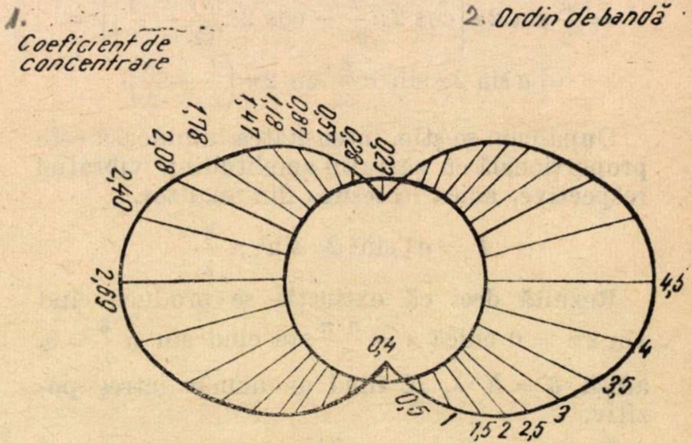


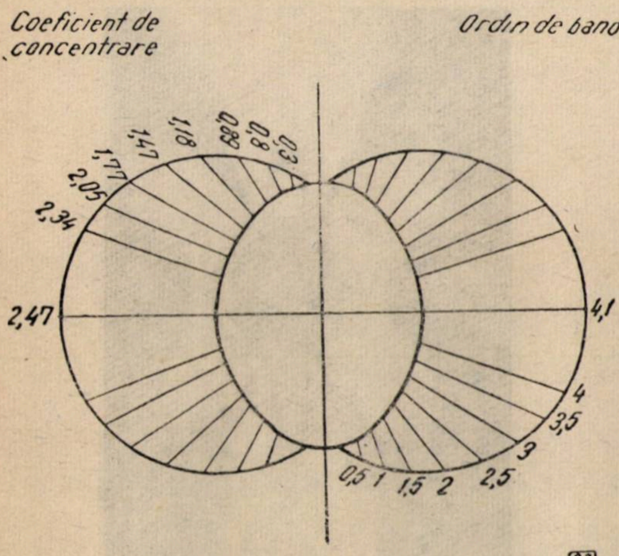
Fig. 9. Variaţia ordinelor de bandă şi a coeficientului de concentrare a efortului pe conturul galeriei.

Cerc

Etalonare

F kg/cm	11,1	22,8	34,5	45,5	57,8
n ordin de bandă	1	2	3	4	5

Sarcina verticală, 19 kg/cm ; sarcina orizontală, 4,84 kg/cm ; diametrul cercului, 1 cm ; lăţimea plăcii, 16 cm ; înălţimea plăcii, 16 cm ; λ vertical, 0, 0625 λ orizontal, 0,0625.


Coeficient de concentrare
Ordin de bandă
2,47
2,34
2,05
1,77
1,47
1,18
0,89
0,60
0,3
4,1
4
3,5
3
2,5
2
1,5
1
0,5

23

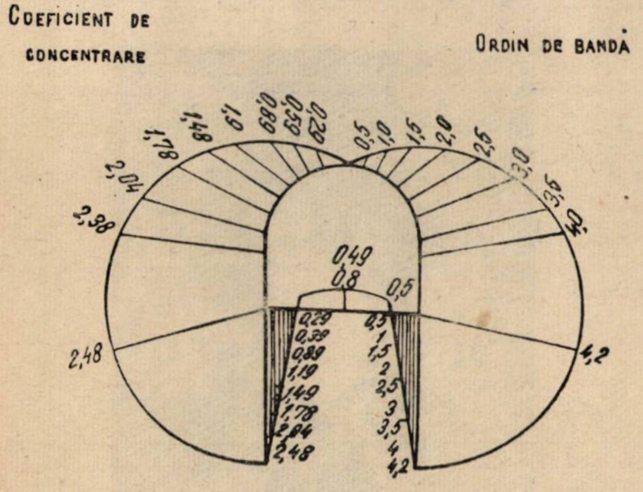
Fig. 10. Diagrama variației ordinelor de bandă și a coeficientului de concentrare a eforturilor pe conturul galeriei.

Elipsa

Etalonare F kg/cm	12	23,7	35,4	46,8	38,2
n ordin de bandă	1	2	3	4	5

Sarcina verticală, 20,0 kg/cm ; sarcina orizontală ; 4,97 kg/cm ; axa mică, 1 cm ; axa mare, 1,3 cm ; lățimea plăcii, 16 cm ; înălțimea plăcii, 16 cm ; λ orizontal, 0,0625 ; λ vertical, 0,0813.

de la fabricarea materialului este necesar ca valoarea ordinului de bandă să se determine experimental pe epruvete tăiate din materialul din care s-a executat modelul pentru fiecare încercare. În figura 7 se arată cum se efectuează


COEFICIENT DE CONCENTRARE
ORDIN DE BANDĂ
2,48
2,38
2,04
1,78
1,48
1,19
0,89
0,59
0,29
0,49
0,8
0,5
1,0
1,5
2,0
2,5
3,0
3,5
4,2
0,29
0,39
0,89
1,19
1,49
1,78
2,04
2,48
1
1,5
2
2,5
3
3,5
4
4,2

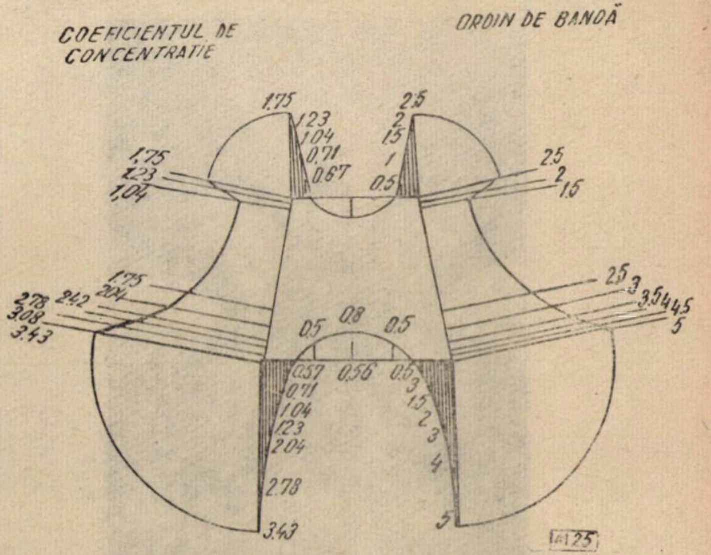
24

Fig. 11. Variația ordinelor de bandă și a coeficientului de concentrare a efortului pe conturul galeriei.

Potcoavă

Etalonare F kg/cm	12	24	36	38	591
n ordin de bandă	1	2	3	4	5

Sarcina verticală, 20,2 kg/cm ; sarcina orizontală, 5,03 kg/cm ; baza galeriei, 0,9 cm ; înălțimea galeriei, 0,9 cm ; lățimea plăcii, 16 cm ; înălțimea plăcii, 16 cm ; λ orizontal 0,0625 ; λ vertical, 0,056.


COEFICIENTUL DE CONCENTRAȚIE
ORDIN DE BANDĂ
1,75
1,23
1,04
0,71
0,67
2,5
2
1,5
1
0,5
1,75
2,23
1,04
2,5
2
1,5
1,75
2,04
2,42
2,78
3,08
3,43
0,5
0,8
0,5
2,5
3
3,5
4
4,5
5
0,57
0,71
1,04
1,23
2,04
2,78
3,43
0,56
0,5
1,5
2
3
4
5

25

Fig. 12. Diagrama variației ordinelor de bandă și a coeficientului de concentrare pe conturul galeriei.

Trapez

Etalonare F kg/cm	13	26,7	38,4	51,2	63,6
n ordin de bandă	1	2	3	4	5

Sarcina verticală, 18,55 kg/cm ; sarcina orizontală, 4,68 kg/cm ; baza mare 1 cm ; înălțimea, 0,8 cm ; lățimea plăcii, 16 cm ; înălțimea plăcii, 16 cm ; λ orizontal, 0,0625 ; λ vertical 0,05.

o astfel de etalonare. La etalonarea prezentată în figura 7 s-a urmărit cu ajutorul unei instalații tensometrice și variația deformațiilor în funcție de tensiune și de timp pentru a se obține informații în ceea ce privește fluajul maselor plastice utilizate pentru modelare. Datele privind

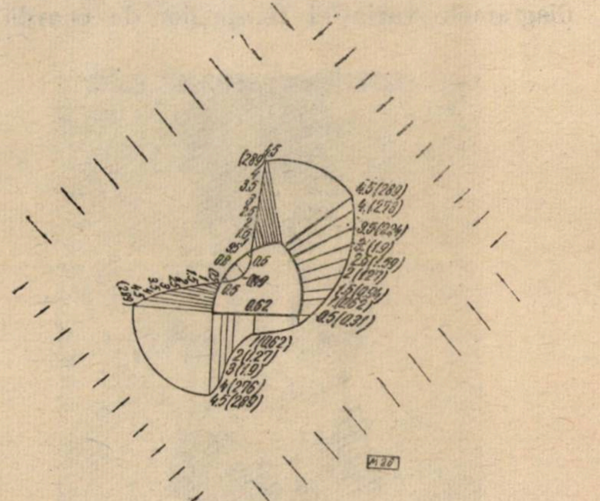

(2,89) 4,5
4
3,5
3
2,5
2
1,5
0,5
0,6
0,49
0,5
0,62
4,5 (2,89)
4 (2,76)
3,5 (2,24)
3 (1,9)
2,5 (1,59)
2 (1,27)
1,5 (0,94)
1 (0,62)
0,5 (0,31)
1 (0,62)
2 (1,27)
3 (1,9)
4 (2,76)
4,5 (2,89)

Fig. 13. Diagrama variației ordinelor de bandă și a coeficientului de concentrare a eforturilor pe conturul galeriei ; valorile din paranteză reprezintă coeficienții de concentrație.

Triunghi

Etalonare F kg/cm	12	24,8	37,3	49,8	62,4
n ordin de bandă	1	2	3	4	5

Sarcina la 45° stînga, 19,4 kg/cm ; sarcina la 45° dreapta, 4,88 kg/cm ; baza galeriei, 1 cm ; înălțimea galeriei, 0,8 cm ; lățimea plăcii, 16 cm ; înălțimea plăcii, 16 cm ; λ orizontal, 0,0625 ; λ vertical, 0,05.

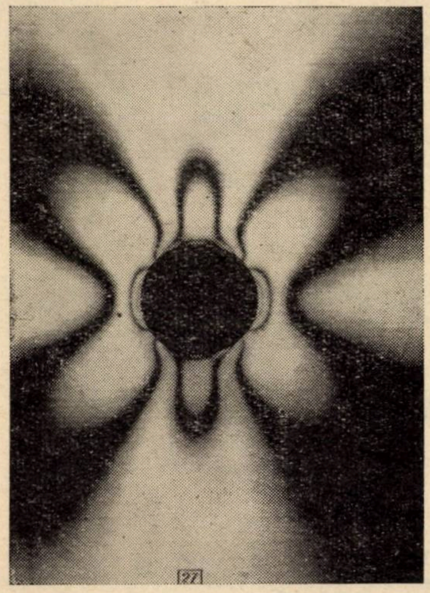


Fig. 14. Cerc. $D = 1$ cm; λ, 0,0625; sarcina verticală, 19,4 kg/cm; izocromele.

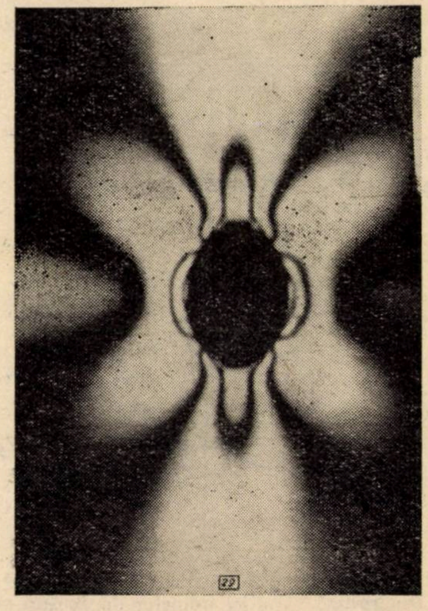


Fig. 16. Elipsă. Axa mică, 1 cm; axa mare, 1,3 cm; λ_h, 0,0625; λ_v, 0,0813; sarcina verticală, 20 kg/cm; izocromele.

rezultatele etalonării materialelor sînt prezentate pentru fiecare secţiune tip în figurile 9, 10, 11, 12 şi 13. Starea de eforturi din interiorul masivului s-a modelat cu ajutorul unei sarcini uniform distribuite care acţiona modelul la partea superioară pe toată lăţimea, aşa cum se observă în figura 8. O parte din rezultatele obţinute în ceea ce priveşte spectrul izocromelor sînt prezentate în figurile 14 şi 15. Pe baza spectrului izocromelor şi a datelor furnizate de etalonarea materialului s-au putut trasa diagramele variaţiei tensiunilor de coardă pe conturul galeriei, respectiv s-au putut calcula coeficienţii de concentrare a tensiunilor K pe conturul galeriei. Coeficientul de concentrare al tensiunilor reprezintă raportul dintre tensiunea care există în masiv în zona galeriei înainte de excavarea ei şi tensiunea care apare într-un anumit punct, aşezat pe conturul excavaţiei după executarea galeriei. Coeficienţii de concentrare obţinuţi experimental pentru diferite valori ale lui λ în cazul galeriei circulare au fost comparaţi cu cei obţinuţi pe cale matema-

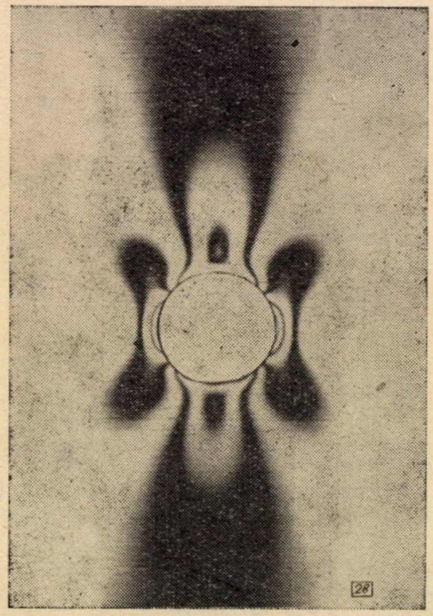


Fig. 15. Cerc. $D = 1$ cm; λ, 0,0625; sarcina verticală, 19,4 kg/cm; izocromele intermediare (Juralit).

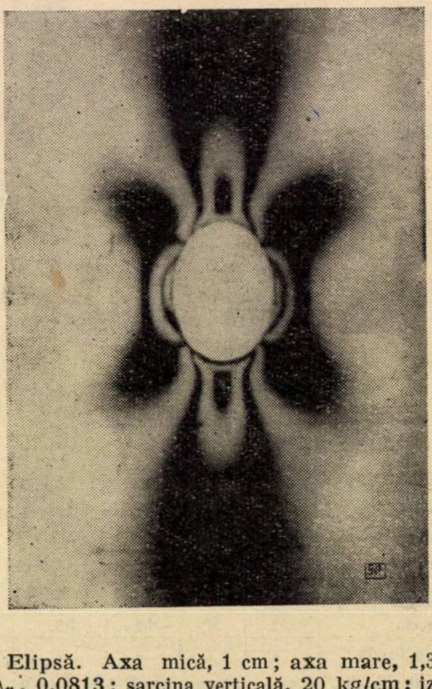


Fig. 17. Elipsă. Axa mică, 1 cm; axa mare, 1,3 cm; λ_h, 0,0625; λ_v, 0,0813; sarcina verticală, 20 kg/cm; izocromele intermediare.

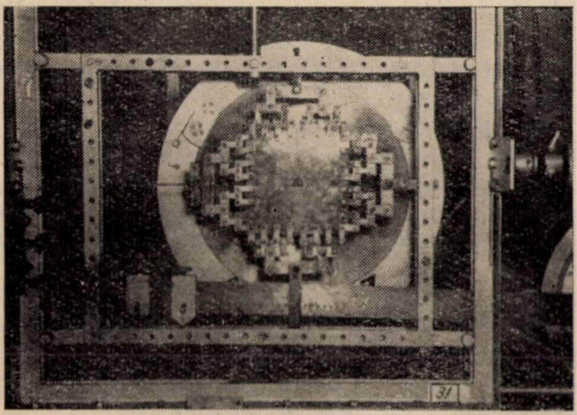


Fig. 18. Dispozitiv pentru realizarea unor încărcări uniforme biaxiale.

tică de G. N. Savin, obţinîndu-se rezultate satisfăcătoare.

Aceleaşi experienţe s-au efectuat şi pentru galeriile eliptice, o parte din rezultate fiind prezentate în figurile 16 şi 17.

Dacă pentru secţiunile tip cerc şi elipsă acest procedeu al variaţiei rapoartelor λ, cu extrapolarea coeficienţilor de concentrare pentru $\lambda = 0$ poate fi verificat cu ajutorul rezolvărilor matematice amintite, pentru celelalte secţiuni tip trapez, potcoavă, verificarea nu mai este posibilă. Din această cauză şi ţinînd seama că aşa cum arată G. N. Savin în cazul orificiului circular, de exemplu cînd se trece de la $\lambda = 0$ la $\lambda = 0{,}1$ valorile coeficientului de concentrare a eforturilor variază în limite mici (0,3—1%) am hotărît să adoptăm pentru modelare o valoare cît mai redusă, reuşind să realizăm $\lambda = 0{,}0625$, prin utilizarea unor plăci de 16 cm lăţime şi executarea orificiilor cu dimensiunea maximă orizontală de 1 cm. În acest fel coeficienţii de concentrare a eforturilor care apar sînt practic egali cu cei corespunzători unei plăci de lăţime infinită. Totodată, ţinîndu-se seama că în subteran deformaţia rocii pe direcţia orizontală nu este împiedicată, deci cîmpul de eforturi verticale dă naştere şi unui cîmp de eforturi orizontale, s-a căutat să se treacă la modelarea acestei stări de eforturi. Experienţele definitive s-au efectuat modelîndu-se această stare de eforturi uniforme biaxiale cu ajutorul dispozitivului prezentat în figura 18. În ce priveşte mărimea sarcinilor realizate, s-au încărcat modele cu 300—350 kg pe verticală, ceea ce revine la 19—22 kg/cm, iar pe orizontală, aşa cum s-a arătat, cu un sfert din sarcina verticală.

S-au efectuat experienţe pentru cinci secţiuni : cerc, elipsă, potcoavă, trapez şi triunghiul curbiliniu.

Fotografiile izocromelor s-au executat atît pentru starea de eforturi biaxiale, cît şi pentru comparaţie, pentru o stare de eforturi monoaxiale (verticală). Menţionăm că printr-un procedeu curent utilizat în fotoelasticitate s-au fotografiat atît izocromele corespunzătoare valorilor ordinelor de bandă numere întregi, cît şi izocromele intermediare corespunzătoare unor ordine de bandă de 0,5 ; 1,5 ; 2,5 etc.

S-au efectuat încercări privind şi o galerie de secţiune triunghi curbiliniu solicitată de o stare de tensiuni biaxiale, solicitarea principală producîndu-se însă nu pe direcţia verticală ci pe o direcţie înclinată la 45° faţă de verticală, analog condiţiilor întîlnite în galeriile de cap de la E.M. Petrila.

Experienţele au furnizat ca rezultate directe spectrele izocromelor şi ale izoclinelor pentru fiecare tip de galerie. Cunoscîndu-se, pe baza etalonărilor făcute pentru fiecare experinţă în parte, valoarea ordinului de bandă al izocromelor se poate determina valoarea diferenţei $\sigma_1 - \sigma_2$ în orice punct al modelului.

Pe conturul galeriilor unde una din tensiunile principale — cea dirijată pe direcţia normală la excavaţie — este egală cu 0, implicit, cealaltă tensiune principală care acţionează pe direcţia tangentei la contur în punctul respectiv aşa-numita tensiune de coardă este egală ca valoare cu $\sigma_1 - \sigma_2$. Deci, ea poate fi determinată direct, cunoscînd ordinul benzii izocromei care intersectează conturul în acel punct. În schiţele anexate s-a trasat diagrama variaţiei ordinului de bandă pe conturul galeriei şi diagrama variaţiei coeficientului de concentrare al eforturilor. Cele două diagrame nu sînt absolut identice deoarece, aşa cum se vede din date furnizate de etalonare, relaţia între eforturi şi ordinul de bandă nu este perfect liniară, ci prezintă mici abateri. Coeficientul de concentrare al eforturilor — aşa cum se obişnuieşte în literatura de specialitate — a fost calculat, faţă de tensiunile principale verticale existente, iniţial în masiv, respectiv faţă de sarcina uniformă verticală care a solicitat modelul. Excepţie face cazul galeriei solicitate de forţe înclinate la 45° faţă de verticală în partea stîngă. În acest caz, coeficienţii de concentrare ai eforturilor sînt calculaţi faţă de aceste tensiuni înclinate predominante.

Analizînd diagramele anexate rezultă următoarele observaţii.

În cazul galeriei circulare, tensiunea maximă se manifestă pe diametrul orizontal şi este de 2,69 ori mai mare decît tensiunea verticală care există în masiv. Calculînd, cu ajutorul formulelor analitice expuse la început, valoarea exactă a acestui coeficient de concentraţie rezultă 2,75, deci metoda fotoelastică dă o eroare în acest caz de 2,2%. Tot pentru profilele circulare verificînd eforturile care apar în zona cheie, eforturi care, după cum se observă din diagrame, schimbă semnul devenind tracţiuni, rezultă din determinările noastre $K = -0{,}23$ faţă de $K = -0{,}25$ — valoare dedusă prin calcule.

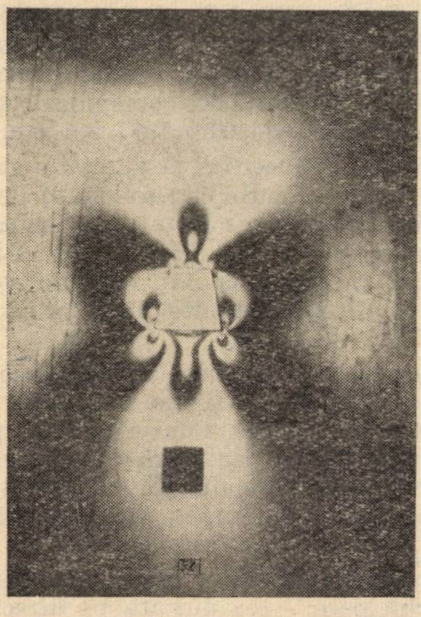


Fig. 19. Profil trapezoidal; sarcina verticală, 18,55 kg/cm; sarcina orizontală, 4,68 kg/cm; izocromele intermediare.

În cazul galeriei de secțiune eliptică cu axa mare verticală, concentrările de eforturi pe contur sînt mai mici decît la o galerie circulară. După cum se observă în diagrama din schița respectivă, compresiunile maxime, care apar pe axa orizontală, corespund unui coeficient de concentrare de 2,4 față de 2,29 valoare stabilită pe baza formulelor prezentate la începutul articolului. La cheie, datorită formei alungite, eforturile sînt practic nule. Din compararea valorilor obținute de noi cu cele calculate analitic pentru aceste două tipuri de galerii, circulară și eliptică, pentru care calculul analitic este posibil, rezultă că datele furnizate de experimentarea fotoelastică se abat cu 5 % de valorile calculate exact.

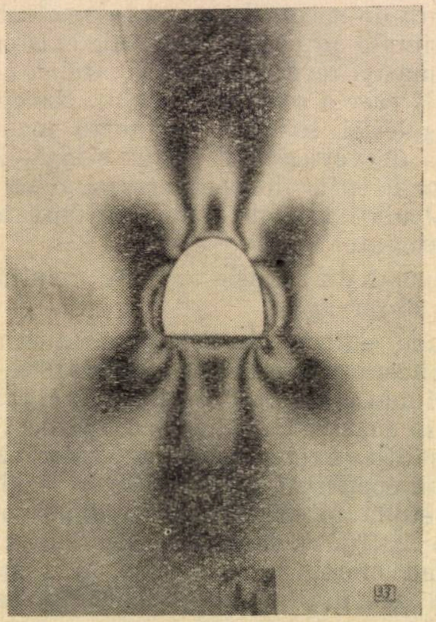


Fig. 20. Profil potcoavă; sarcina verticală, 20,2 kg/cm; izocromele intermediare.

Analizînd rezultatele obținute prezentate în schițele anexate, se observă următoarele:

— concentrări importante de eforturi, care apar în colțurile laturilor situate perpendicular pe direcția de acționare a solicitărilor principale, exemplu: profilele trapezoidale (figurile 19 și 20);

— buna comportare a secțiunilor cu tavanul și pereții arcuiți. În acest caz, la cheie, apar tracțiuni foarte mici practic egale cu 0, în special în cazul secțiunilor eliptice;

— tracțiunile care apar în zona centrală a radierilor sau a tavanelor drepte (potcoavă, trapez);

— compresiunile importante care apar în pereții laterali ai galeriilor.

Concluzii

Experiențele efectuate, primele de acest gen la noi în țară, au furnizat date privitoare la distribuția tensiunilor pe conturul unui număr de cinci tipuri de galerii, în ipoteza comportării rocii ca un mediu elastic, omogen și izotrop.

Datele obținute permit o comparație judicioasă a diferitelor tipuri de galerii din punct de vedere al comportării lor statice, scoțînd în evidență atît factorii de concentrare a eforturilor, cît și zonele în care pot să apară tracțiuni importante.

Cunoscînd distribuția coeficienților de concentrare a tensiunilor pe conturul galeriei, adîncimea la care este situată galeria și greutatea specifică a rocii, se pot face calcule informative în ce privește posibilitatea trecerii unor zone de rocă de pe contur de la stadiul elastic la stadiul plastic.

În tavanul profilelor trapezoidale, tensiunile cele mai periculoase — cele de întindere — înregistrează valori maxime contribuind astfel la reducerea stabilității lor.

În profilele cu tavan și pereți boltiți, tensiunile de întindere înregistrează valori minime.

În profilele eliptice și cele circulare, tensiunile periculoase de întindere aproape că lipsesc cu desăvîrșire, mai ales cînt raportul între axa mare și axa mică (profil elipsă) este de 1,41 — 2,0.

Concentrarea maximă a tensiunilor se observă de obicei în colțurile lucrărilor și cresc pe măsură ce unghiul dintre vatră și pereți se reduce. Prin urmare, pentru cazurile presiunilor mari, se recomandă acele profile care nu dispun de racordări făcute sub unghiuri reduse și profile arcuite, boltite etc.

Considerentele menționate au fost confirmate de încercările practice cu susținerea avînd profil circular în galeriile de cap din stratele subțiri de la E. M. Petrila.

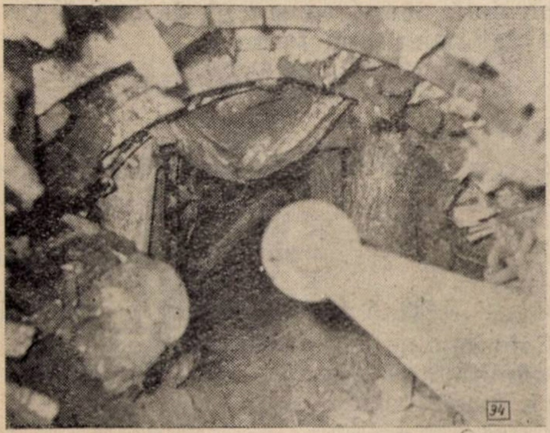


Fig. 21. Stratul 6 panoul C. Compararea profilelor circulare susţinute în metal cu cele trapezoidale susţinute în lemn.

Presiunea rocilor s-a manifestat cu maximum de intensitate în cadrul sectorului III Lupeni şi sectorul IV Petrila şi anume cînd gresiile în consolă s-au dizlocat şi prăbuşit în spaţiul excavat, cît şi în toate galeriile de cap din sectorul II E. M. Petrila fără a produce accidente.

Profilele circulare experimentate la E. M. Lupeni pot deveni corespunzătoare pentru viitor, cînd lucrările miniere vor fi executate la o adîncime mult mai mare faţă de nivelul actual, iar presiunea rocilor va creşte în mod corespunzător pe ambele direcţii — verticală şi orizontală.

Sectorul I Aninoasa dispune de condiţii favorabile pentru ca să se generalizeze extinderea susţinerilor metalice TH deschise şi profilul semielipsă în preabatajele din coperişul stratului 3.

Profilele actuale ale preabatajelor din stratul 3 la E.M. Petrila trebuie treptat înlocuite cu cele circulare, folosind experienţa E.M. Vulcan şi anume aceea de a lăsa în coperişul stratului un pachet de cărbune de 1,5 m, care să fie exploatat ulterior, o dată cu avansarea abatajului.

Profilul trapezoidal al galeriilor de cap din sectorul II E.M. Petrila, cît şi susţinerea în lemn a acestora, este cu totul neadecvată modului de manifestare a presiunilor, cît şi gradului de dislocare a rocilor din coperişul stratului.

Pentru condiţiile galeriilor de cap, susţinerea trebuie să asigure în întregime o deformare proprie, care să se desfăşoare concomitent cu deformarea rocilor înconjurătoare la o valoare considerată ca necesară pentru evitarea prăbuşirii rocii.

Rezultatele cercetărilor au accentuat că pentru cazurile presiunilor foarte intense profilele galeriilor trebuie să aibă conturul oval.

Pentru cazul galeriilor de cap, din straturile subţiri, sînt indicate profilele circulare TH.

În luna noiembrie 1961, a fost introdusă pe stratul 6 panoul *C* din cadrul sectorului II E.M. Petrila, susţinerea metalică cu profil circular (fig. 21). Cu acest prilej s-a putut constata că pe întreaga durată de serviciu susţinerea metalică circulară nu s-a deformat, lucrările de întreţinere au fost alimentate, iar profilul galeriei şi-a modificat dimensiunile iniţiale cu 500 — 600 mm, datorită cedării survenite în perioada preluării presiunii rocilor.

Din punct de vedere economic, susţinerea metalică s-a dovedit superioară celei din lemn.

Pentru calculul economic s-au urmărit cheltuielile efectuate cu ocazia săpării, susţinerii şi întreţinerii galeriei de cap săpată pe stratul 6 panoul *E* la E.M. Petrila în lunile decembrie 1961 şi ianuarie 1962. În luna decembrie, cînd galeria a fost susţinută în lemn, au fost realizaţi 24 m şi 3 rearmări. În luna ianuarie, cînd a fost experimentată susţinerea metalică, s-au realizat 32 m.

Economia realizată în urma folosirii susţinerii metalice a fost de 158 lei/m.

Bibliografie

[1] Trumbacev, V. F. *Repartizarea tensiunilor în jurul lucrărilor miniere.* Ugletehizdat, Moskva, 1956.

[2] Iosipescu, N. *Introducere în fotoelasticitate.* Editura tehnică, Bucureşti, 1958.

[3] Stamatiu, M. *Mecanica rocilor.* Editura tehnică, 1962.

[4] Isaakson, St. Q. *Presiunea rocilor în mine.* Gosgortehizdat, 1961.

Unele aspecte economice ale mecanizării încărcării la săparea galeriilor de mină[*]

Ing. V. Gabrian

Intensificarea ritmului de executare a lucrărilor miniere de deschidere şi pregătire, contribuind la creşterea producţiei de minereu în proporţiile stabilite de cel de-al III-lea Congres al P.M.R., impune mecanizarea operaţiilor de încărcare a minereului.

Mecanizarea încărcării materialului la săparea galeriilor asigură atît uşurarea considerabilă a muncii, cît şi creşterea vitezelor medii de înaintare. De asemenea, aceasta determină creşterea productivității muncii și reducerea prețului de cost.

---

[*] Se supune discuţiei.

În cadrul exploatărilor miniere din diferite regiuni ale țării se folosesc mai multe tipuri de mașini de încărcat (UNIO, PML—5, PML—63, LM—30, LZK—3 p etc), iar în perspectivă se prevede mărirea numărului mașinilor de încărcat. Astfel, numai pentru Trustul minier Baia-Mare aceste utilaje vor crește cu peste 80% în 1965, față de 1962.

Înzestrarea exploatărilor miniere cu noi mașini de încărcat necesită noi cheltuieli de investiții. Prin investițiile importante care se fac în toate ramurile economiei noastre naționale se urmărește ca obiectiv principal dezvoltarea armonioasă și într-un ritm rapid a economiei naționale, precum și creșterea pe această bază a venitului național. Astfel, în Directivele Congresului al III-lea al P.M.R. se arată că : ,,Orientarea generală a investițiilor are în vedere mărirea ritmului reproducției socialiste lărgite și creșterea rapidă a venitului național, în scopul realizării continue a nivelului de trai al oamenilor muncii“*.

Experiența exploatărilor miniere din cadrul Trustului minier Baia-Mare arată că folosirea mașinilor de încărcat încă din 1959 a asigurat o creștere a productivității muncii la operația de încărcare de 2,2 ori față de productivitatea muncii ce se obținea în condițiile executării manuale a aceleiași operații.

Folosirea mașinilor de încărcat PML — 5, la exploatarea minieră — Baia Sprie a permis realizarea unei înaintări de 150,7 m pe lună. Profilul de săpare a acestei galerii a fost de 7,09 m^2. Tot la această exploatare minieră s-a realizat o înaintare record de 218,9 m pe lună cu un profil de săpare de 5,30 m^2.

Obținerea acestor rezultate demonstrează că printr-o bună organizare a muncii se poate încărca cu ajutorul unei mașini de încărcat peste 1 000 m^3 în masiv pe lună. Astfel, realizînd o înaintare de 150,7 m pe lună cu un profil de săpare de 7,09 m^2, s-a încărcat mecanic un volum de material egal cu 150,7 × 7,09 = 1 068 m^3 pe lună. În cel de-al doilea caz volumul încărcat mecanic a fost egal cu 218,9 × 5,3 = 1 160 m^3 pe lună.

Dacă acest volum de material s-ar fi încărcat manual, atunci numai pentru operația de încărcare s-ar fi cheltuit :

în primul caz 1 068 : 2,7 = 395 posturi ;

în al doilea caz 1 160 : 2,7 = 432 posturi,

unde 2,7 reprezintă norma pe post la operația de încărcare manuală, m^3/post.

Cheltuielile bănești pentru încărcarea manuală a acestor cantități de material, care reprezintă numai consumul de muncă vie se pot determina prin formula :

$$Q_{man.} = \frac{V}{N_{man.}} \cdot S_{vag.}, \text{ lei}$$

unde :

$Q_{man.}$ reprezintă cheltuielile bănești, în lei ;
V — volumul încărcat manual, m^3 în masiv ;
$N_{man.}$ — norma de încărcare manuală, m^3/post ;
$S_{vag.}$ — salariul tarifar al unui încărcător, lei.

Referindu-ne la cazurile analizate mai sus și admițînd că salariul încărcătorului este de 43 lei/post*, vom avea :

$$\text{I } Q_{man.} \cong \frac{V}{N_{man.}} \cdot S_{vag.} = \frac{1\,063}{2{,}7} \cdot 43 = 17\,000 \text{ lei}$$

$$\text{II } Q_{man.} = \frac{V}{N_{man.}} \cdot S_{vag.} = \frac{1\,160}{2{,}7} . 43 \cong 18\,500 \text{ lei.}$$

Folosind mașini de încărcat la această operație vom avea un consum de manoperă mult mai mic, și anume :

1 068 : 6,2 = 172 posturi în cazul I ;
1 160 : 6,2 = 188 posturi în cazul II,

unde 6,2 reprezintă norma de încărcare mecanică, m^3/post.

Cheltuielile bănești pentru încărcarea mecanică pot fi determinate pe baza formulei următoare :

$$Q_{mec.} = Q_a + Q_{ri} + Q_e + Q_{manoperă}, \text{ lei}$$

unde :

Q_a este cota de amortizare pe mașină și an, lei. Această cotă se determină cu relația :

$$Q_a = P_m \cdot K_a, \ \text{(lei/an)}$$

în care :

P_m este valoarea totală a mașinii (90 000 lei) ;
K_a — procentajul de amortizare pe an (9%).

Cota de amortizare lunară

$$Q_a . l = \frac{\mathrm{P}_m \cdot \mathrm{K}_a}{12} = 675 \text{ lei/lună}$$

Q_{ri} — cheltuielile pentru reparații și întreținerea mașinilor. Aceste cheltuieli, de obicei, reprezintă cam 8 — 10% din valoarea totală a mașinii P_m.
Q_e — cheltuielile de energie. Aceste cheltuieli se pot determina din relația

$$Q_e = \frac{V}{K_r} \cdot f \cdot q \cdot c$$

în care :

V este volumul încărcat, m^3 ;
K_r — capacitatea reală a mașinii de încărcat, m^3/h (6,7 m^3/h sau 0,111 m^3/min) ;
f — coeficientul de afînare (1,4) ;
q — consumul de aer comprimat, m^3/min (5 m^3/min) ;

---

* Congresul al III-lea al P. M. R., Ed. politică 1960, p. 676.

* Cifrele indicate sînt convenționale și au caracter ilustrativ.

c — costul unui m^3 de aer comprimat;
$Q_{\substack{manoperă\\mec.}}$ — cheltuielile de manoperă prin încărcare mecanică.

Aceste cheltuieli se obțin conform formulei:

$$Q_{\substack{manoperă\\mec.}} = \frac{V}{N_{mec.}} \cdot S_{maș.} \text{ (lei)}$$

în care:

$N_{mec.}$ este norma de încărcare mecanică, m^3/post (6,2 m^3/post);
$S_{moș.}$ — salariul muncitorilor care lucrează cu mașina (pentru simplificare admitem, ca mai sus, 43 lei/post).

Cu datele de mai sus putem determina cheltuielile bănești ocazionate cu încărcarea mecanică pentru cele două cazuri:

$$V_1 = 1\,068 \text{ m}^3$$

și

$$V_2 = 1\,160 \text{ m}^3.$$

$$Q_{mec.\,I} = \frac{Q_a + Q_{ri}}{12} + \frac{V}{K_r} \cdot f \cdot q \cdot c + \frac{V}{N_{mec.}} \cdot S =$$

$$= \frac{8\,100 + 7\,830}{12} + \frac{1068}{0{,}111} \cdot 1{,}4 \cdot 5 \cdot 0{,}04 + \frac{1\,068}{6{,}2} \cdot 43 =$$

$$= 11\,450 \text{ lei.}$$

Aceeași formulă ne dă:

$$Q_{mec\,II} = 12\,020 \text{ lei.}$$

Considerînd cheltuielile și într-un caz și în celălalt, rezultă că încărcarea mecanică permite reducerea cheltuielilor la încărcare cu circa 30%.

Înainte de a trece la determinarea eficacității economice a folosirii mașinilor de încărcat, considerăm necesar a reaminti că prin eficacitatea economică a introducerii tehnicii noi, se înțelege în general totalitatea rezultatelor pozitive ce se obțin în urma introducerii tehnicii noi, deci îmbunătățirea tuturor indicatorilor cantitativi și calitativi, privind activitatea tehnico-productivă și economico-financiară care se desfășoară în cadrul întreprinderii industriale socialiste.

Aceasta înseamnă că eficacitatea economică a introducerii tehnicii noi, deși de cele mai multe ori se concretizează și se exprimă prin economia care se obține (și care de regulă se răsfrînge pozitiv asupra reducerii prețului de cost), totuși ea nu poate fi redusă doar la această economie.

În socialism, esența eficacității economice se deosebește radical de cea din capitalism, unde eficacitatea economică este caracterizată exclusiv prin surplus de profit. În socialism, noțiunea de eficacitate economică este mult mai largă. Ea cuprinde, în afară de economiile care se pot realiza, și un alt aspect: influența acestei tehnici asupra condițiilor de muncă, asupra securității și protecției muncii muncitorilor, asupra creșterii producției etc.

Rezultă că eficacitatea economică în socialism are un caracter complex.

În cazul exemplelor de mai sus, ne vom opri la determinarea eficacității economice a introducerii mașinilor de încărcat în funcție de doi factori:

1 — creșterea productivității muncii;
2 — gradul de folosire al capacităților de producție.

Acești factori sînt luați în considerație în cazul exemplelor de mai sus, iar economiile realizate vor fi:

$E_I = Q_{man.} - Q_{mec.} = 17\,000 - 11\,450 = 5\,550$ lei/lună.

$E_{II} = Q_{man.} - Q_{mec.} = 18\,500 - 12\,020 = 6\,480$ lei/lună.

La aceste economii se mai adaugă și alte avantaje:

— se îmbunătățesc condițiile de muncă ale muncitorilor (se ușurează eforturile fizice), fenomen care nu poate fi cuprins în bani;

— se asigură creșterea producției de minereu;

— se reduce timpul de încărcare a unui vagonet, deci crește gradul de utilizare a vagoneților de mină etc.

Făcîndu-se abstracție de acești factori și limitîndu-ne la aprecierea economiilor exprimate mai sus, care sînt rezultatul creșterii productivității muncii și a gradului de folosire a mașinilor de încărcat, menționăm că mărimea absolută a acestor economii este în funcție:

— de nivelul normei de încărcare mecanică (cu cît această normă va fi mai mare, față de norma de încărcare manuală, cu atît și economiile vor fi mai mari);

— de volumul de încărcat într-o anumită perioadă de timp (cu cît va fi mai mare acest volum, cu atît mai mari vor fi și economiile realizate);

— de suma cheltuielilor de reparații și întreținere (cu cît aceste cheltuieli vor fi mai mici, cu atît economiile vor fi mai mari). Orice reducere a timpului de reparație precum și îmbunătățirea calității unei reparații duce la creșterea eficacității economice privind folosirea mașinilor de încărcat.

În continuare se va analiza influența primilor doi factori asupra eficacității economice a folosirii mașinilor de încărcat. În acest scop se va lua ca exemplu volumul încărcat mecanic pe primele 10 luni ale anului 1962 la una dintre unitățile noastre miniere; volumul încărcat a fost în medie de 61 m^3 în masiv pe lună și mașină existentă. Capacitatea medie orară a unei mașini fiind de 6,7 m^3 material afînat, iar coeficientul de afînare a materialului de 1,4, acest volum s-ar fi putut încărca în 12,7 ore $\left(\frac{61 \times 1{,}4}{6{,}7} = 12{,}7 \text{ h}\right)$.

Folosind formula stabilită mai sus, putem calcula economiile (respectiv pierderile, determinate de mecanizarea încărcării materialului şi anume :

$$E = Q_{man.} - Q_{mec.} = \frac{V}{N_{man}} \cdot S - \left(\frac{Q_a + Q_{ri}}{12} + \right.$$
$$\left. + \frac{V}{K_r} \cdot f \cdot q \cdot c \cdot + \frac{V}{N_{mec.}} \cdot S \right) = \frac{61}{2{,}7} \cdot 43 -$$
$$- \left(\frac{675 + 655}{12} + \frac{61}{0{,}111} \cdot 1{,}4 \cdot 5 \cdot 0{,}04 + \frac{61}{6{,}2} \cdot 43 \right) =$$

= — 936 pe lună şi maşină.

Faptul că E are semn negativ, arată că folosirea maşinilor în cazul luat cauzează pierderi.

În această situaţie se pune problema de a vedea ce normă trebuie să fie asigurată la operaţia de încărcare mecanică astfel ca folosirea maşinilor de încărcat să nu ducă la pierderi.

Această condiţie se poate stabili egalînd ambii termeni ai ecuaţiei de mai sus cu zero, adică :

$$E = Q \text{; pentru } Q_{man.} - Q_{mec.} = 0$$

de unde :

$$N_{mec.} = \frac{VS}{\frac{V}{N_{mec.}} \cdot S - \left(\frac{Q_a + Q_{ri}}{12} + \frac{V}{K_r} f \cdot q \cdot c \right)} =$$
$$= \frac{61 \times 43}{\frac{61}{2{,}7} \cdot 43 - \left(\frac{8\,100 + 7\,830}{12} + \frac{61}{0{,}111} \cdot 1{,}4 \cdot 5 \cdot 0{,}04 \right)} =$$
$$= -\ 5{,}1 \text{ m}^3\text{/post.}$$

Faptul că $N_{mec.}$ are semn negativ arată că ori cît de mare ar fi, la un moment dat, norma de încărcare mecanică, productivitatea muncii sociale va scădea în comparaţie cu încărcarea manuală şi deci preţul de cost pe metrul cub încărcat va creşte.

Aceasta se explică prin faptul că cheltuielile cauzate de folosirea maşinilor de încărcat (amortizare, reparaţii şi întreţinere, energie care sînt în exemplul de faţă de circa 1 483 lei pe lună şi maşină) depăşesc cheltuielile de manoperă, necesare încărcării manuale a aceluiaşi volum de material (şi care însumează 970 lei pe lună şi maşină).

Rezultă din această analiză că preocupările exploatărilor miniere, în scopul asigurării unor norme cu motivare tehnică, sînt absolut necesare dar nu suficiente pentru obţinerea unei eficacităţi economice ridicate, deoarece pentru obţinerea acesteia ca rezultat al mecanizării operaţiei de încărcare, mai este nevoie şi de o folosire extensivă a maşinilor de încărcat.

Se ştie că în prezent, în exploatările miniere, există mai multe forme de organizare a muncii. Astfel vom găsi cazuri cînd unele locuri de muncă acolo unde se folosesc maşini de încărcat, se planifică într-un singur schimb, în două schimburi, iar uneori chiar şi în trei schimburi.

În primul caz, folosirea maşinilor de încărcat nu asigură o economie, ba mai mult contribuie la creşterea preţului de cost pe metrul cub încărcat.

În cazul al doilea şi al treilea se obţine o economie care se ridică pînă la 506 lei, respectiv la 1 424 lei/lună şi maşină. Această economie se constată din analiza numai a două elemente. Ţinînd cont de faptul că în aceeaşi unitate de timp, volumul producţiei se dublează şi se triplează înseamnă că eficacitatea economică ar fi cu mult mai mare, în afară de faptul că se uşurează munca fizică etc.

Obţinerea unor economii, chiar la un grad de utilizare a maşinilor de încărcat corespunzător cazului *II*, are o mare importanţă practică şi anume : între cazul *I* şi *II* există un volum limită V_x, care trebuie încărcat mecanic, cu norma de 6,2 m³/post, care va permite ca folosirea maşinilor de încărcat să nu contribuie nici la creşterea şi nici la reducerea preţului de cost pe metrul cub încărcat — analizat exclusiv în limitele operaţiei de încărcare.

Acest volum se poate determina din ecuaţia $E_x = 0$, ecuaţie care exprimă limita de folosire eficientă a maşinilor de încărcat. Mai concret deşi operaţia de încărcare mecanică nu asigură o economie la preţul de cost, faţă de cazul cînd ea s-ar executa manual, totuşi se uşurează munca fizică şi creşte producţia unui loc de muncă în aceeaşi unitate de timp, deci creşte gradul de concentrare a producţiei, iar aceste îmbunătăţiri, în condiţiile socialismului, sînt egale cu o eficacitate economică de mărimea X.

Rezolvînd deci ecuaţia $E_x = 0$, vom obţine un volum limită V_x, care poate să stea la baza planificării producţiei, cu folosirea raţională a maşinilor şi utilajelor miniere.

Determinarea volumului limită V_x se face din ecuaţia :

$$E_x = \frac{Q_a + Q_{ri}}{12} + \frac{V_x}{K_r} f \cdot q \cdot c + \frac{V_x}{N_{mec.}} \cdot S - \frac{V_x}{N_{man.}} \cdot S$$

Pentru $E_x = 0$, avem

$$V_x = \frac{\frac{Q_a + Q_{ri}}{12}}{-\frac{S}{N_{mec.}} + \frac{S}{N_{man.}} - \frac{f \cdot q \cdot c}{K_r}} =$$
$$= \frac{\frac{8\,100 + 7\,830}{12}}{-\frac{43}{6{,}2} + \frac{43}{2{,}7} - \frac{1{,}4 \cdot 5 \cdot 0{,}04}{0{,}111}} = 207 \text{ m}^3\text{/lună.}$$

Cunoscînd volumul limită V_x, determinat în funcţie de normele de încărcat manuale şi mecanice, se poate constata imediat dacă folosirea mașinilor de încărcat de la un anumit loc de muncă, sector, mină sau trust minier are sau nu eficacitate economică.

În practică se pot întîlni următoarele situații :

1) $V > V_x$ — în acest caz mașinile de încărcat sînt folosite rațional ; ele asigură o eficacitate economică atît prin reducerea prețului de cost la operația de încărcare, cît și în ceea ce privește ușurarea muncii fizice, creșterea producției, concentrarea locurilor de muncă etc.

2) $V = V_x$ — în acest caz folosirea mașinilor de încărcat este eficace numai sub raportul ușurării muncii muncitorilor, creșterii producției, a gradului de concentrare, deci asigură o eficacitate economică, dar mai mică decît în cazul I.

3) $V < V_x$ — în acest caz folosirea mașinilor de încărcat contribuie la creșterea prețului de cost pe m^3 încărcat, la operația de încărcare. Nu este exclusă posibilitatea ca totuși, în unele cazuri, folosirea mașinilor de încărcat, și în aceste condiții să fie rațională. Se poate întîmpla ca suma totală a avantajelor ocazionate de folosirea mașinilor de încărcat, să compenseze dezavantajele și deci folosirea lor să fie eficientă. Nu ne propunem să justificăm acest caz deoarece, indiferent de consecințele sale tehnico-economice, el trebuie evitat.

Avînd în vedere rezultatele pozitive obținute de unele exploatări miniere în folosirea mașinilor de încărcat, așa cum este de pildă E.M. Baia Sprie unde s-a reușit să se încarce peste 1 000 m^3/lună și mașină rezultă că, volumul de 424 m^3/lună și mașină, cazul *III*, poate să fie depășit.

Pentru aceasta este nevoie de o planificare a locurilor de muncă în trei schimburi urmînd ca în fiecare schimb să se realizeze un avans mediu de numai 1 m la un profil de săpare de 5,44 m^2.

Pentru a putea face această cotitură în folosirea mașinilor de încărcat, trebuie cunoscute care sînt principalele cauze care determină, în momentul de față, folosirea lor nerațională și cum anume pot fi înlăturate.

Una din principalele cauze se referă la alegerea profilului de săpare a galeriilor. La unele exploatări miniere se fixează asemenea profilului de săpare în care funcționarea mașinilor de încărcat este aproape imposibilă. Astfel, în profiluri de 3,87 m^2 aceste utilaje nu pot fi folosite.

O altă cauză foarte importantă care impiedică folosirea rațională a mașinilor de încărcat este lipsa de concentrare a locurilor de muncă.

Lipsa de concentrare a locurilor de muncă se poate spune că este o trăsătură caracteristică pentru aproape toate exploatările miniere. Datorită acestui fapt, de foarte multe ori mașinile de încărcat funcționează cu un randament scăzut. Explicația constă în faptul că presiunea aerului comprimat de cele mai multe ori este redusă (sub 4 at), iar la această presiune mașinile de încărcat dau un randament scăzut.

O altă cauză a folosirii ineficace a mașinilor de încărcat, destul de importantă, este utilizarea lor discontinuă, ceea ce face ca ele să fie manevrate și întreținute necorespunzător. Uneori muncitorii care lucrează cu aceste mașini, sînt începători și drept consecință mașinile nu sînt folosite la capacitatea lor reală, sînt scoase repede din funcțiune, iar normele de încărcare mecanică sînt sub posibilitățile reale.

Dacă se vor lua măsuri tehnico-organizatorice privind eliminarea principalelor deficiențe în folosirea rațională a mașinilor de încărcat, printre care și cele referitoare la pregătirea din timp a locurilor de muncă, atunci mașinile de încărcat vor fi întreținute și manipulate mai bine, perioada și cheltuielile de reparații se vor reduce, timpul lor de funcționare va crește, specializarea în folosirea lor se va acumula și toate acestea se vor concretiza în mecanizarea unui volum de muncă mult mai mare.

Folosind mașinile de încărcat, așa după cum s-a mai arătat, pentru realizarea a numai 424 m^3/pe lună și mașină, economia națională va fi scutită de noi investiții în astfel de utilaje, iar termenul de recuperare a investițiilor deja făcute se va scurta.

Termenul de recuperare este dat de formula :

$$T_r = \frac{P_m}{(PC_a - PC_d) \cdot V_a} \text{ (ani)}$$

unde :

P_m reprezintă valoarea mașinilor de încărcat (90 000 lei) ;
PC_a — prețul de cost pe m^3 pentru încărcarea manuală, (15,9 lei/m^3) ;
PC_d — prețul de cost pe m^3 încărcat mecanic,

$$PC_d = \left(\frac{Q_a + Q_{ri}}{12} + \frac{V}{K_r} f \cdot q \cdot c + \frac{8V}{N_{mec.}} \cdot S \right) : V =$$

$$= \left(\frac{8\,100 + 7\,830}{12} + \frac{424}{0{,}111} \cdot 1{,}4 \cdot 5 \cdot 0{,}04 + \frac{424}{6{,}2} \cdot 43 \right) : 424 =$$

$$= 12{,}4 \text{ lei/m}^3.$$

V_a reprezintă volumul încărcat într-un an (5 088 m^3/an).

$$T_r = \frac{P_m}{(PC_a - PC_d)\,V_a} = \frac{90\,000}{(15{,}9 - 12{,}4)\,5\,088} = 5 \text{ ani.}$$

În condiţiile progresului actual al tehnicii considerăm că termenul de 5 ani asigură în general recuperarea cheltuielilor înainte ca maşina să se uzeze din punct de vedere fizic şi moral.

Ca urmare a celor analizate mai sus, desprindem următoarele concluzii mai importante:

— nu mărirea parcului actual al maşinilor de încărcat este izvorul principal al creşterii gradului de mecanizare a încărcării minereului (sterilului) rezultat din procesul săpării galeriilor sau preabatajelor;

— principalul izvor al creşterii gradului de mecanizare a acestei operaţii este îmbunătăţirea utilizării maşinilor existente.

Bibliografie

[1] Anton, P. *Sarcinile actuale în domeniul săpării lucrărilor miniere.* Revista Minelor, nr. 11, 1959.

[2] Anton, P. şi Popescu, C. *Modernizarea procedeelor de săpare în vederea măririi vitezei şi productivităţii muncii.* Studiu documentar întocmit în cadrul ICEPROM, Bucureşti, 1959.

[3] Csillag, A. *Studierea comportării în producţie a noilor tipuri de utilaje în vederea îmbunătăţirii parametrilor de funcţionare în domeniul lor de aplicare.* Studiu documentar întocmit în cadrul Sectorului de cercetări al Trustului minier Baia-Mare, 1961.

[4] Lubenescu, D. *Organizarea lucrărilor miniere.* Editura tehnică, Bucureşti, 1955.

[5] Lubenescu, D. *Metode sovietice pentru executarea înaintărilor accelerate a galeriilor de mină; învăţăminte pentru mineritul nostru.* Revista Minelor, nr. 12, 1950.

[6] Vlad, P., Popescu, F. G. şi Jude, A. *Concluzii tehnice, organizatorice şi economice din practica săpării lucrărilor miniere de deschidere şi pregătire.* Revista Minelor, nr. 3, 1961.

◆

Reactivi spumanţi în prepararea minereurilor prin flotaţie

Doina Dumitrescu şi Gh. Pascalide

1. Caracteristici generale ale substanţelor tensioactive, utilizate ca spumanţi

Reactivii spumanţi sînt compuşi organici tensioactivi care favorizează formarea unor bule rezistente de spumă, cu rolul de a reţine la suprafaţa lor şi de a transporta particulele minerale utile la suprafaţa tulburelii.

Activitatea spumantă a unui compus organic este legată de un ansamblu de caractere de ordin funcţional şi structural al moleculei. Molecula unui spumant are o structură heteropolară formată dintr-o parte polară hidrofilă, reprezentată prin grupe funcţionale de tipul:

—OH, —CO, —CHO, —COOH, —$CONH_2$, —CN, —NH_2, —OR, —SH_2, —SO_3H, —O, —SO_3H şi o parte nepolară hidrofobă, reprezentată prin radicalul hidrocarbonat care poate fi liniar sau ciclic.

Datorită polarităţii moleculelor la limita de separare aer-apă, spumanţii se adsorb formînd un strat monomolecular cu orientarea grupelor polare spre apă şi cele nepolare spre aer.

Solubilitatea este diferită de la un produs la altul [1] [2]. Maxima de spumare este atinsă la o concentraţie inferioară celei de saturare. Volumul de spumă creşte iniţial cu concentraţia, trece printr-un maxim şi scade către limita de saturaţie. Acest maxim se obţine întotdeauna înainte de formarea stratului monomolecular. La concentraţiile optime ale spumantului elasticitatea şi rezistenţa bulelor este legată de o anumită organizare a moleculelor adsorbite, care sînt hidratate şi asociate prin legături de hidrogen. Hidratarea grupului polar contribuie la consolidarea bulei de aer.

Spumanţii cei mai apreciaţi în tehnica flotaţiei nu sînt de tipul celor clasici (săpunuri cu lanţ parafinic sau proteine) la care radicalul hidrocarbonat este legat de o grupă funcţională activă, de obicei salifiată, iar cele două tendinţe opuse, hidrofilia şi hidrofobia celor două părţi constitutive, sînt satisfăcute printr-o adsorbţie dirijată de o aglomerare micelară.

La agenţii spumanţi de calitate superioară folosiţi în flotaţia minereurilor (alcoolii terpenici) opoziţia de afinitate a grupelor hidrofile şi hidrofobe este mai puţin distinctă, hidrofilia fiind comunicată de o funcţie polară liberă, iar hidrofobia — de un ciclu hidrocarbonat cu o greutate moleculară medie. La acest tip de spumanţi cele două tendințe opuse sînt satisfăcute printr-o adsorbție superficială într-o limită strînsă de solubilitate.

Tensiunea superficială maximă a spumanților cu solubilitate mică, proprii pentru flotația minereurilor, este atinsă la saturație, în timp ce în cazul spumanților de tip obișnuit acest lucru se realizează chiar la apariția miceliilor [3].

Spre deosebire de spumanții obișnuiți, care produc spume voluminoase și persistente cu o viață medie variabilă în funcție de lungimea radicalului hidrocarbonat, un spumant corespunzător în flotație este activ la consumuri mici, produce o spumă rezistentă cu bule fine și omogene de o anumită persistență. Acesta manifestă, de asemenea, o ionizare scăzută și o sensibilitate limitată la modificări de *p*H și conținut de săruri.

2. Metode fizice aplicate pentru aprecierea calității spumanților

a) Calitatea unui spumant este stabilită, considerînd anumite proprietăți ale spumelor obținute din soluțiile sale apoase : dimensiunile bulelor (în condiții identice de formare), relația dintre cantitatea de lichid și gaz (densitatea spumelor), volumul, stabilitatea și viteza de scurgere a spumei. Înălțimea coloanei de spumă definește volumul spumei, iar viteza de distrugere a acesteia caracterizează stabilitatea spumei. Dintre factorii care influențează formarea și însușirile spumelor amintim : temperatura (persistența spumei este de obicei mai mică la temperaturi înalte), natura gazului (persistența spumei este mai mică atunci cînd gazul are un coeficient de difuziune mai mare în filmul de lichid), natura fazei lichide, respectiv compoziția chimică a acesteia și concentrația.

Dintre metodele indicate pentru măsurarea timpului de existență a spumelor, metoda pneumatică este cea mai avantajoasă, deoarece cantitatea de gaz introdusă în lichid și gradul său de dispersie pot fi reglate și determinate cu ușurință. Aparatele utilizate de diverși cercetători [3] [4] [5] au la bază același principiu de funcționare.

Aparatul care s-a utilizat pentru determinarea parametrilor indicați mai sus este compus dintr-o cuvă cilindrică de termostatare, care prin două ștuțuri comunică cu pompele de aspirație și refulare ale unui termostat tip Wobser U_8. În această cuvă se introduce coloana pentru formarea și măsurarea spumelor, care are dimensiunile : $\Phi = 50$ mm ; h = 560 mm. La 50 mm de la partea inferioară a coloanei este sudată o placă poroasă Jena G_3. Două vase de sticlă de aceeași capacitate, așezate la nivele diferite, asigură trimiterea în coloană a unui anumit volum de aer, prin dislocuirea aerului dintr-un vas cu ajutorul unor volume cunoscute de apă, care se scurg din celălalt vas. Aerul este trimis la un debit constant pe tot parcursul determinării printr-un tub de sticlă, racordat la coloana de producere a spumei, sub placa poroasă la o distanță de 20 mm. Volumul de aer folosit pentru producerea spumei este stabilit prin notarea cantității de apă introdusă. Aparatul este, de asemenea, prevăzut cu un manometru pentru controlul variațiilor de presiune pe parcursul unei determinări.

La determinările efectuate se rețin următoarele valori : I_0 — înălțimea soluției de spumant introdusă în coloană, mm ; H_0 și H_{maxim} — înălțimea inițială, respectiv maximă a coloanei de spumă formată ; Q — debitul de apă, l/min. ; V — cantitatea de aer, l ; t — timpul de trecere a aerului, min și D_s — timpul de existență a spumei, s.

b) Compararea însușirilor de spumant a diferitelor produse utilizate în flotație, poate fi, de asemenea, realizată și prin considerarea fenomenelor de tensiune superficială și interfacială, care au loc în sisteme bifazice.

Activitatea superficială a spumanților și însușirea lor de a reduce tensiunea superficială a apei prezintă importanță atît din punct de vedere teoretic, cît și practic.

Proprietatea spumanților de a dispersa aerul în tulbureala din celula de flotație, este asociată însușirii acestora de a reduce tensiunea superficială a apei la limita apă-aer, iar de gradul de dispersare al aerului depinde conținutul volumetric al aerului în tulbureală. Stabilirea izotermelor de tensiune superficială (curbe care exprimă relația între tensiunea superficială a soluției de spumant și concentrația acestuia în soluție, mg/l) servește drept criteriu convenabil pentru stabilirea însușirilor de spumant ale unui produs.

Dintre metodele indicate de literatură pentru determinarea tensiunilor superficiale, în mod curent se folosește metoda presiunii maxime a bulelor elaborată de P. A. Rebinder.

În principiu, metoda constă în determinarea presiunii bulei de aer care trece printr-un capilar de o anumită construcție al cărui capăt este în contact cu soluția de cercetat. Metoda a fost prelucrată de diferiți autori [6] [7], care au preconizat o serie de îmbunătățiri ținînd seamă de forma capilarului, de metoda de stabilire a presiunii și modul de formare a bulei de aer (introducerea de aer prin orificiul capilar sau absorbirea lui din spațiul de deasupra soluției).

Aparatul utilizat pentru determinarea tensiunilor superficiale are ca element principal un vas la care se montează capilara. Vasul este prevăzut cu o manta pentru termostatare. La partea superioară are un robinet pentru alimentare cu soluția de cercetat, iar la partea inferioară un alt robinet cu ajutorul căruia se reglează nivelul soluției, astfel încît vîrful capilarei să fie tangent cu suprafața acesteia. O altă deschidere de la partea superioară face legătura cu manometrul și ansamblul de adsorbție a aerului. Capilara este, de asemenea, racordată la un vas de saturare a aerului adsorbit cu vapori ai soluției de cercetat, după trecerea prealabilă prin două vase de uscare. Pentru calcul se folosește formula $\sigma = KH$ unde K reprezintă constanta aparatului, iar H — înălţimea indicată de manometru. Constanta K se determină din formula $K = \frac{\sigma_0}{H_0}$ utilizîndu-se lichide cu tensiunea cunoscută.

Determinările, atît pentru capacităţile de spumare cît şi pentru izotermele tensiunii superficiale, se efectuează cu soluţii de diferite concentraţii, raportate la soluţii de aceleaşi concentraţii ale unor spumanţi etalon.

Cercetări privind sinteza şi aplicarea unor noi tipuri de spumanţi

Dezvoltarea sectorului de preparare a minereurilor prin flotaţie este legată pe lîngă perfecţionarea tehnologiilor respective şi de organizarea producţiei în ţară a reactivilor necesari, în condiţiile unor calităţi satisfăcătoare şi cantităţi acoperitoare. În acest sens trebuie precizat faptul că varietatea minereurilor prelucrabile prin flotaţie implică, de asemenea, o varietate corespunzătoare de reactivi pentru a se asigura randamente convenabile sub toate aspectele.

Asigurarea sectoarelor industriale cu reactivi spumanţi necesari s-a făcut din producţia curentă a unicului sortiment — flotanolul — de o calitate nu întotdeauna satisfăcătoare sau din import. În scopul stabilirii posibilităţilor de aplicare a unor sortimente cît mai variate de reactivi spumanţi, lucrările efectuate în cadrul ICEMIN au avut în vedere verificarea însuşirilor de spumanţi a unor produse naturale de tipul uleiurilor de conifere, după prelucrări la nivel de laborator, cît şi a unor produse de sinteză din producţia actuală a industriei chimice. S-au efectuat în paralel cercetări pentru realizarea şi aplicarea unor produse de sinteză, avîndu-se în vedere o anumită structură chimică şi baza de materii prime.

a) Uleiuri de conifere

În general, uleiurile esenţiale de conifere prezintă proprietăţi variate datorită numărului bogat de specii de conifere din care sînt extrase. În tehnica flotaţiei se folosesc pe scară largă uleiurile esenţiale de conifere (în special cel de pin) care conţin, în general, alcooli terpenici în diferite proporţii, asociaţi la hidrocarburi izomere din grupa terpenelor. Hidrocarburile conţinute în uleiurile esenţiale au formula globală $(C_5H_8)_n$. Terpenii propriu-zişi corespund formulei $(C_5H_8)_2$. Hidrocarburile terpenice aciclice ca şi cele mono- şi biciclice pot prezenta un număr variabil de duble legături. Între termenii acestei grupe există legături, întrucît moleculele pot evolua către structurile cele mai stabile. Trecerea de la un termen la altul nu este întotdeauna reversibilă, astfel terpenele monociclice nu pot trece la terpene biciclice.

La baza terpenelor se plasează pinenul de la care, prin hidratare, derivă un număr mare de compuşi care formează terpenii propriu-zişi. Pinenul este o hidrocarbură biciclică fără funcţii polare şi nu produce spumă.

Hidratarea lui duce la terpină cu două grupări polare în poziţia para. Solubilitatea este astfel mărită prezentînd totuşi o spumă slabă şi o adsorbţie scăzută. Îndepărtarea unui oxidril din moleculă produce o disimetrie care măreşte mult adsorbţia, obţinîndu-se terpineol. Terpineolul produce un volum mare de spumă. Mărind disimetria moleculei terpineolului prin suprimarea dublei legături, se realizează o adsorbţie maximă şi deci un volum considerabil de spumă, produsul rezultat fiind mentanolul. Activitatea spumantă a alcoolilor terpenici de tipul $C_{10}H_{18}O$ se datoreşte oxidrilului terţiar care este cel mai activ, urmînd oxidrilul secundar şi eterii, iar dublele legături conjugate au rolul unor grupe funcţionale [8]. Într-un sistem trifazic (de exemplu la flotarea minereurilor) ordinea de activitate pentru mentanol şi terpineol este inversă, terpineolul fiind mai activ cu toate că mentanolul este mai spumant. Între solubilitate şi puterea spumantă nu există o relaţie precisă, aşa cum în seria alcoolilor terpenici nici activitatea superficială nu este în raport direct cu activitatea lor spumantă.

Uleiul de pin american, provenind de la mai multe specii de pin, are în conţinut 80% pinen, 5% nopinen şi 8% alcooli terpenici. În cazul uleiurilor extrase din brad se observă o creştere pronunţată a alcoolilor şi esterilor terpenici (borneol şi acetat de bornil). Uleiurile extrase din Abies Sibirica conţin 15% pinen, în timp ce conţinutul în borneol şi acetat de bornil variază între 29 şi 40%.

Uleiurile eterice din frunzele coniferelor existente la noi în ţară (Abies pectinata şi Picea excelsa) au fost obţinute prin procedeul clasic de antrenare cu vapori de apă, de către Întreprinderea forestieră Braşov, cu un randament de 1 kg ulei brut la 200—300 kg cetină.

În cadrul unor lucrări anterioare [12] s-au realizat extracţii din frunze de brad, molid şi pin stabilindu-se randamentele globale în ulei după specia şi vîrsta arborilor, ca şi proprietăţiile fizicochimice ale uleiurilor integrale şi a cîtorva fracţiuni obţinute prin rectificare la presiune normală şi la vid. Aceste studii nu au fost definitivate sub aspectul problemelor privind obţinerea unor reactivi spumanţi de flotaţie.

Lucrările efectuate în ICEMIN au avut ca scop verificarea calităţilor de spumanţi ale uleiurilor brute pe de o parte şi pe de altă parte a fracţiunilor realizate prin rectificarea acestora într-o coloană cu umplutură.

Din lucrările efectuate rezultă că în cazul uleiului de brad fracţiunile care distilă la 109°C, 110—115°C şi 115—121°C la o presiune reziduală de 5,5 mm Hg au aceeaşi capacitate de spumare cu a uleiului de pin luat ca etalon. Uleiul de molid, în aceleaşi condiţii de încercare, manifesta o capacitate de spumare mai scăzută. Volumul spumei în cazul fracţiunilor provenite din uleiul de brad este de 30 mm înălţime cu o durată de existenţă a spumei de două secunde, în timp ce

Tabela 1

Încercări de flotație colectivă cu spumanți de tipul uleiurilor eterice

Condițiile generale de lucru	Spumant folosit	Consum, gr/t	Produse	Extracție în greutate, %	S C, %	S m, %
Măcinare:						
— finețe de măcinare, 0,25 mm	ulei de pin	36	alimentare		11,03	
			conc. colectiv	25,4	37,80	87,1
			steril	74,6	1,91	12,9
— reactivi adăugați :	flotanol	31,4	alimentare		12,27	
SiO_3Na_2, 1 000 g/t			conc. colectiv	25,8	42,79	90,1
CO_3Na_2, 1 500 g/t			steril	74,2	1,64	9,9
— diluția $^1/_3$ S/L	cineol I	62,45	alimentare		11,03	
			conc. colectiv	25,8	38,80	90,7
			steril	74,2	1,39	9,3
— flotația colectivă	ulei de fenicul	76,95	alimentare		10,11	
			conc. colectiv	24,7	36,74	90,0
			steril	75,3	1,37	10,0
Reactivi:						
xantat, 210 g/t	terpineol	78,0	alimentare		10,51	
spumanți variabili			conc. colectiv	25,4	37,63	90,6
			steril	74,6	1,27	9,4
— timp de condiționare, 5 min	cineol II	59,67	alimentare		10,72	
			conc. colectiv	24,8	37,23	86,2
			steril	75,2	1,97	13,8
— timp de flotare, 3 min	oleum de brad	182,7	alimentare		10,66	
			conc. colectiv	25,6	36,41	87,3
			steril	74,4	1,83	12,7

fracțiunile din uleiul de molid produc o spumă de numai 15 mm înălțime cu o durată de existență de o secundă. În ambele cazuri se observă o spumă fină și omogenă, de existență scurtă.

În concluzie, se poate preciza că fracțiunile utile ale uleiului de brad reprezintă 20% față de uleiul brut. Considerînd necesarul de 55 tone în anul 1965, pentru a se obține această cantitate din uleiurile de conifere indigene, este necesar să se prelucreze anual o cantitate de 225 tone ulei brut. În condițiile actuale, posibilitățile de valorificare a cetinei cu randamente convenabile (1 kg ulei brut la 200—300 kg cetină) nu este posibilă și din această cauză lucrările de cercetare au fost continuate avîndu-se în vedere alte produse.

b) Sortimente de sinteză din producția industrială indigenă

— Terpineolul este obținut din oleu de terebentină la Întreprinderea Macul-Roșu București, după următoarea schemă : oleu de terebentină $\xrightarrow{\text{hidratare}}$ terpin hidrat $\xrightarrow{\text{deshidratare parțială cu } H_2SO_4}$ terpineol brut $\xrightarrow{\text{rectificare}}$ terpineol.

— Cineol I este fruntea de la rectificarea terpineolului brut și conține terpene cu urme de terpineol.

— Cineol II — soluția reziduală de la filtrarea terpin hidratului ; este un ulei de terebentină oxidat și conține diferite terpene.

— Flotanolul (diferit de uleiul greu de metil) este un rezidiu obținut la extracția anisolului din uleiul de fenicul.

— Oleul de fenicul este un oleu eteric extras din semințele de fenicul.

Producția acestor sortimente este limitată la necesarul indicat de industria ușoară și farmaceutică.

— O serie de agenți neionici, realizați la nivel pilot la Institutul de cercetări pentru foraje extracție—Cîmpina : condensatele dintre izooctilfenol OF_n (n = 4-50), dodecilfenol DF_n (n = 3-32), dodecilcresol DC_n (n = 15-41) și izooctilcrezol OC_n (n = 30-50) cu un număr variabil de moli de oxid de etilenă indicat prin valoarea *n* pentru fiecare caz în parte.

Încercările de preparare pentru stabilirea însușirilor de spumanți sînt cuprinse în tabelele 1 și 2. Din rezultatele obținute s-a stabilit că flotanolul dă rezultate asemănătoare uleiului de pin ca și cineol I, ulei de fenicul și terpineol. Cineolul II dă rezultate mai slabe fără să poată fi exclusă utilizarea lui. Toți acești spumanți dau o spumă bine formată, cu bule de dimensiuni cores-

Tabela 2

Încercări de flotaţie colectivă cu produse de sinteză derivate din petrol

Condiţii generale de lucru	Spumant folosit	Consum, gr/t	Produse	Extracţie în greutate, %	S	
					C, %	m, %
Măcinare:						
— fineţe de măcinare, 0,25 mm	OF 20	100	alimentare		11,56	
			conc. colectiv	27,0	39,50	92,6
			steril	73,0	1,17	7,4
— reactivi adăugaţi :	OF 50	100	alimentare		11,72	
SiO_3Na_2, 1 000 g/t			conc. colectiv	27,9	38,30	90,8
CO_3Na_2, 1 500 g/t			steril	72,1	1,48	9,2
— diluţia, 1/3 S/L	OF 9	100	alimentare		11,53	
			conc. colectiv	27,2	38,17	90,2
			steril	72,8	1,55	9,8
— flotaţia colectivă	DF 41	100	alimentare		11,51	
			conc. colectiv	24,3	38,90	82,3
			steril	75,7	2,69	17,7
Reactivi:						
xantat, 210 g/t	OC 34	100	alimentare		10,85	
spumant, variabil			conc. colectiv	22,8	38,70	81,5
			steril	77,2	2,60	18,5
— timp de condiţionare, 5 min	DF 32	100	alimentare		10,99	
			conc. colectiv	22,4	39,46	80,5
			steril	77,6	2,76	19,5
— timp de flotare. 3 min	DC 15	100	alimentare		12,60	
			conc. colectiv	22,8	44,35	80,2
			steril	77,2	3,24	19,8
	DF 8	100	alimentare		12,54	
			conc. colectiv	23,0	42,98	79,0
			steril	77,0	3,43	21,0
	OF 4	100	alimentare		11,88	
			conc. colectiv	22,5	40,90	77,5
			steril	77,5	3,46	22,5
	DF 3	125,8	alimentare		10,56	
			conc. colectiv	20,6	39,40	77,0
			steril	79,4	3,04	23,0
	OF 33	100	alimentare		10,35	
			conc. colectiv	19,9	39,07	75,0
			steril	80,1	3,20	25,0

punzătoare, mineralizată şi cu o persistenţă satisfăcătoare.

Dintre agenţii neionici amintiţi au dat rezultate satisfăcătoare produsele OF_{20} şi OF_{50} la consumuri de trei ori mai mari decît ale uleiului de pin.

c) *Produse de sinteză realizate la nivel de laborator*

Pe baza lucrărilor efectuate privind aplicarea în practica de flotaţie a produselor naturale de tipul uleiurilor de conifere, s-a stabilit că în condiţiile actuale valorificarea lor ca spumanţi nu este economică. Produsele în uz, de tipul uleiului greu de metil (flotanol) şi uleiului mediu de acetonă, variază calitativ şi nu sînt sub toate aspectele corespunzătoare pentru flotaţie. Din această cauză s-a pus problema efectuării unor cercetări, pentru spumanţi de sinteză de calitate constantă, cu o eficacitate adecvată diferitelor tipuri de minereuri şi colectori la un preţ convenabil. Literatura de specialitate [3] cuprinde un vast material documentar referitor la o gamă întreagă de clase de substanţe chimice, care prezintă proprietăţi spumante şi care se utilizează curent în prepararea minereurilor prin flotaţie, ca reactivi spumanţi.

Spumanţii de sinteză pot fi grupaţi în două clase principale, ionici şi neionici.

Este necesar să se precizeze că spumanţii ionici au o tehnologie diferită pentru fiecare tip de produs în parte şi nu au o aplicabilitate mai generală, în timp ce spumanţii de tip neionic prezintă o serie de avantaje dintre care amintim :

— sinteza se realizează într-o singură fază cu posibilitatea de obţinere pe aceeaşi instalaţie a numeroase variante ;

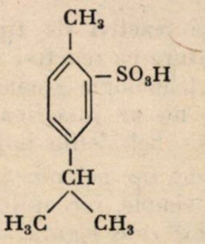
— se pot folosi într-un interval mare de *p*H de la tulbureli acide la tulbureli alcaline, în prezenţa atît a colectorilor anionici cît şi a celor cationici, cu un consum relativ mic pe tona de minereu ;

— prezintă o capacitate de spumare ridicată, cu o putere de adeziune a particulei minerale la bula de aer şi o persistenţă a spumei superioare ;

— sînt produse cu un preţ de cost relativ scăzut.

Dintre spumanţii de tip ionic s-au sintetizat şi s-au făcut încercări de aplicare a următoarelor produse : paracimen soulfonatul de sodiu şi calciu şi tetrametil etilenglicolul sau pinacolul.

— *Acidul paracinemsulfonic* cu formula :

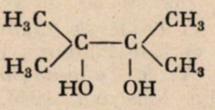


a fost obţinut prin alchilarea toluenului cu alcool izopropilic în prezenţă de H_2SO_4 80% la temperatura de 70°C. Ulterior, produsul intermediar p-cimenul sau 1-metil-4-izopropil benzenul se sulfonează cu acid clor sulfonic la +3°C. Metodele de sinteză indicate de literatură şi aplicate în lucrările noastre nu exclud obţinerea celor trei izomeri : orto, meta şi para. Realizarea cu precădere a unuia din cei trei izomeri în cazul nostru a p-cimenului este condiţionată de natura agentului de alchilare şi sulfonare şi de condiţiile generale de lucru.

Acidul liber rezultat se neutralizează cu carbonat de sodiu sau calciu. Randamentul mediu realizat a fost de 91%.

Produsul finit poate fi separat sub formă de cristale pure sau se poate utiliza în flotaţie din soluţii, evitîndu-se cristalizarea, care se realizează în condiţii deosebit de dificile. Soluţia apoasă 10% are $d_4^{23} = 1,0256$; $\sigma = 41,8$ dyne/cm.

Tetrametiletilenglicolul (pinacolul) cu formula :



$$(H_3C)_2\underset{HO}{C}-\underset{OH}{C}(CH_3)_2$$

se obţine printr-o condensare pinacolică a cetonelor, în cazul nostru acetona, urmată de reducerea parţială cu hidrogen a produsului intermediar obţinut. Ambele reacţii sînt realizate într-o singură fază, indicîndu-se cu preferinţă metoda electrolitică de sinteză.

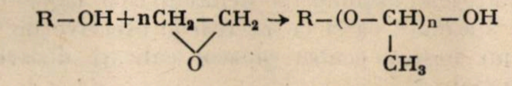
În cadrul lucrărilor efectuate s-a utilizat un catod din cupru pe care s-a depozitat Pb electrolitic şi un anod de Pb. Anolitul, acid sulfuric 8 N, a fost separat de catolit printr-o cameră cu pereţi poroşi.

S-a lucrat la tempertaura de 10—11°C, la o densitate de curent de 1,97 A/dm^2, intensitate de curent medie 7,7 A şi tensiunea de 10—12 V. Catolitul a fost distilat la o presiune reziduală de 10 mm Hg cu admisie de N_2 pentru îndepărtarea acetonei care nu a reacţionat şi a alcoolului izopropilic format din reacţie. Pinacolul rămas este lăsat să cristalizeze la 4—5°C din soluţia apoasă de o anumită concentraţie. Randamentul de curent realizat este de 34%, iar randamentul în pinacol faţă de acetonă 11,5%.

Lucrările privind sinteza agenţilor de tip neionic cuprind produse din clasa monoeterilor polietilen şi polipropilenglicolului.

Alcoolii folosiţi pentru obţinerea eterilor sînt de tipul C_5, C_6 şi C_8, iar gradul de oxietilare variază între 1,5 şi 16 pentru fiecare tip de produs în parte. În cazul oxidului de propilenă, indicaţiile de literatură, în scopul obţinerii unor reactivi spumanţi, se referă la alcoolul metilic, nefiind excluse o serie de variante privind atît alcoolii, cît şi gradul de policondensare.

Schema reacţiei de polioxietilare este de forma :



$$R-OH+n\underset{O}{CH_2-CH_2} \rightarrow R-(O-\underset{CH_3}{CH})_n-OH$$

Sintezele au fost efectuate într-o instalaţie existentă la I.C.F.E.—Cîmpina în următoarele condiţii de lucru :

— catalizatorul — NaOH — a fost introdus după o prealabilă dizolvare în alcoolul respectiv, reprezentînd cantitativ 2% faţă de acesta ;

— temperatura s-a menţinut între 145 şi 150°C ;

— presiune 2 atü ;

— timpul de reacţie a fost variabil între 1 oră şi 6 ore, în funcţie de gradul de policondensare urmărit.

Lucrîndu-se cu substanţe pure, gradul de policondensare a fost apreciat în funcţie de cantitatea de etilenoxid folosit. Analitic, gradul de policondensare a fost determinat prin metoda cu ferocianură de potasiu în exces — se formează cu agentul neionic un complex —, iar ferocianura nereacţionată se dozează cu SO_4Zn ; de asemenea, prin metoda cu acid iodhidric — formare de diiodocompuşi instabili — şi titrarea iodului în exces cu $S_2O_3Na_2$.

În cazul utilizării alcoolului amilic şi hexilic produsele obţinute sînt lichide siruopase pînă la un grad de oxietilare 10.

Încercările de aplicare a spumanţilor de tip ionic, p-cimensulfonatul de sodiu, calciu şi pinacolul, cuprind stabilirea izotermelor de tensiuni superficiale, stabilirea capacităţii de spumare şi încercări efective de flotație pe minereu complex de la Rușchița.

Curbele comparative ale izotermelor tensiunilor sînt cuprinse în diagrama din figura 1.

Din diagramă se poate trage concluzia că p-cimensulfonatul de sodiu și calciu la consumuri comparabile, duc la o valoare a tensiunii superficiale a apei apropiată de cea realizată cu uleiul de pin. Pinacolul nu realizează o micșorare a tensiunii superficiale a apei.

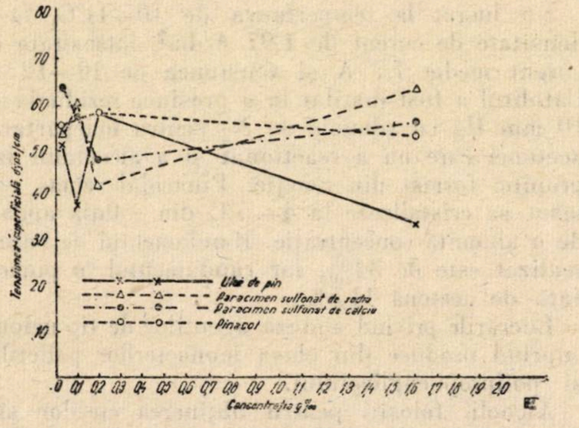


Fig. 1. Variația tensiunii superficiale în funcție de concentrație (izotermele tensiunii superficiale).

Rezultatele obținute la determinarea capacităților de spumare ca și la încercările efective de flotație nu indică pentru pinacol calități deosebite de spumant.

În general, consumurile de spumanți de la încercările de flotație au fost apreciate ca fiind de 3—4 ori mai mari decît ale uleiului de pin, ceea ce nu ar justifica utilizarea lor ca agenți spumanți economici, deși eficiența lor este apropiată de a produselor consacrate.

Pentru stabilirea însușirilor de spumanți ale agenților neionici din sortimentele realizate pînă în prezent și amintite mai sus, s-au determinat izotermele tensiunilor superficiale, capacitățile de spumare și s-au efectuat încercări de flotație pe următoarele minereuri :

— minereu monometalic de Cu de la Deva ;

— minereu de Pb și Zn de la Rușchița ;

— minereu aurifer de la Săsar.

Interpretarea rezultatelor a dus la concluzia că agenții neionici încercați au caracter spumant propriu pentru flotație, consumurile sînt comparabile cu ale spumanților etalon, conținutul în metal al concentratelor și recuperările sînt specifice de la un minereu la altul. În cazul flotației aurului din minereul de la Săsar, spumantul — monoeterul amilic al polietilenglicolului (AE 10) cu 10 moli oxid de etilenă în moleculă — duce la un concentrat cu un conținut în aur aproape dublu față de cel realizat cu uleiul de pin, în timp ce recuperarea este apropiată de cea obținută cu acesta. În acest caz consumul de spumant neionic este cu 30% mai scăzut.

La flotația blendei spumanții neionici s-au dovedit inferiori spumanților etalon atît din punctul de vedere al conținutului în Zn al concentratelor, care sînt mult inferioare, cît și din punctul de vedere al recuperărilor.

Concluzii

Cercetările privind obținerea cît și aplicarea în flotație a unor tipuri de spumanți la nivel de laborator, pilot și industrial, trebuie să aibă în vedere în primul rînd produsele de tip neionic.

Această linie de dezvoltare a cercetărilor, considerăm că este motivată astfel :

— producția uleiurilor de conifere nu este organizată în țară, iar investițiile pentru aplicarea tehnologiei de extracție și distilare nu ar fi justificate din punctul de vedere al prețului de cost cît și al rezultatelor obținute la încercările de flotație cu aceste produse ;

— sortimentele din producția curentă a industriei chimice nu au calități deosebite ca reactivi spumanți. Posibilitățile de amplificare a producției lor presupun, de asemenea, investiții care nu ar duce în final la realizarea unor reactivi de calitate superioară ;

— o serie de reactivi de tip ionic, deși sînt indicați în literatură ca reactivi spumanți așa cum s-a arătat, au o tehnologie greoaie, iar eficacitatea și în acest caz nu ar justifica organizarea producției lor cît și cheltuielile implicate ;

— reactivii de tip neionic prezintă avantajul unor tehnologii simple, iar aplicarea lor în prepararea minereurilor este legată de avantajele arătate. Materiile prime, în stadiul actual de dezvoltare a industriei chimice, sînt parțial acoperite prin oxid de etilenă și o gamă suficient de largă de alcooli superiori, urmînd ca în viitor să fie rezolvată și problema oxidului de propilenă.

Bibliografie

[1] Desalbres, L. *Rev. ind. minérale* vol. XXXVIII nr. 642, 1956, p. 378—386.

[2] Polkin, S. I. *Prepararea minereurilor.* Editura tehnică, București, 1956.

[3] Bikerman, J. J. *Foams* — Theory and Industrial applications. Ed. 1953, New-York. Academic Press inc. Publishers.

[4] Adamson, A. W. *Physical chemistry of surfaces. Interscience Publishers inc.* New-York — Londra, 1960.

[5] Mitrofanov, S. I. *Încercări de preparare a minereurilor.* Editura tehnică, București, 1950.

[6] Antonov, G. *Colloid chemistry*, vol. VII, 1950, p. 83.

[7] Taitelbaum, P. I. *Koloidnîi jurnal*, 1948.

[8] Chartton, R. W. și Day, A. R. *Ind. Eng. Chem.* vol. 29 nr. 1, 1937, p. 92.

[9] Grignard, V. *Traité de chimie organique*, vol. XIV, Masson et C-ie Editeurs, Paris, 1949.

[10] Vasicikin, V. S. *Tehnologia substanțelor extrase din lemn.* Moscova, 1944.

[11] Bardișev, I. I. *Jurnal, Priklad.* Him. nr. 10, 1948, p. 1919.

[12] Matei, I. și Cocea, E. *Buletinul politehnicii Gh. Asachi.* Vol. III, 1948.

Consideraţii geologice şi tectonice în regiunea Gladna Romînă — Munţii Poiana Ruscă

Geol. C. Chivu

Sectorul Gladna Romînă — Gladna Montană este situat în partea de nord-vest a Masivului Poiana Ruscă, iar din punct de vedere administrativ aparţine de Raionul Făget Regiunea Banat. Cercetări geologice în această regiune au fost efectuate din anul 1882 de către Loczy, care citează şisturi filitice, calcare şi dolomite cristaline, sub formă de lentile intercalate, în seria filitică. Mai tîrziu Schafarzik (1902, 1904), stabileşte două serii de şisturi cristaline ; o serie inferioară veche şi una superioară, reprezentată prin şisturi argiloase, cuarţite albe şi negre, alternînd cu calcare şi dolomite. De asemenea el arată că dolomitele şi calcarele uneori stau peste şisturile argiloase superioare datorită unor efecte de recutare. El atribuie vîrsta paleozoică veche calcarelor şi filitelor argiloase. Cercetări foarte amănunţite au fost executate de C. V. Papiu între 1946 şi 1949, care a stabilit trei complexe : un complex şistos, un complex de tranziţie şi un complex carbonatat. În complexul şistos separă două serii : seria filitelor argiloase (faciesul de Zolt) şi seria filitelor de Padeş. În 1953 H. Savu, face cercetări geologice în bazinul Văii Rozalia, stabilind două serii cristaline. Seria şisturilor muscovito — clorito-cuarţoase, (seria I-a) şi seria filitelor şi a calcarelor (seria a II-a). În sectorul amintit, din punct de vedere geologic, se întîlnesc formaţiuni cristaline epimetamorfice şi formaţiuni eruptive. În cadrul şisturilor cristaline pe baza asociaţiilor de roci a paragenezelor minerale, precum şi a poziţiei geometrice, s-au separat două complexe : complexul şisturilor filitice şi complexul şisturilor muscovitice. Complexul şisturilor filitice ocupă o suprafaţă destul de mare şi se poate urmări de la sud de Romîneşti, unde este reprezentat prin filite sericitoase planşistoase, dezvoltîndu-se în continuare spre vest şi sud, unde se îndinţează cu dolomitele de Luncani. Petrografic acest complex este alcătuit din şisturi filitice (argiloase) la sud de Romîneşti, slab metamorfozate, filite sericito-cuarţito-cloritoase, şisturi grafitoase, şisturi clorito-sericitoase, şisturi sericito-clorito-cuarţoase, cuarţite grafitoase, iar ca intercalaţii lentiliforme apar cuarţite negre cu oxizi de mangan, cuarţite albe şi cenuşii, itabirite, dolomite precum şi calcare albe marmoreene. În ceea ce priveşte complexul şisturilor muscovitice, el se dezvoltă în special în bazinul Văii Rozalia, şi este delimitat de o serie de dislocaţii tectonice, atît la est, vest, cît şi în partea de nord. El reprezintă un termen mai inferior decît complexul şisturilor filitice cu care vine în contact, fiind în raporturi anormale — tectonice şi discordante. Şisturile muscovitice se continuă în partea de sud a regiunii, urmărind creasta Brăinul Mare, Vîrful Daia şi Vîrful Padeş. Din punct de vedere petrografic, este alcătuit din şisturi cuarţito-muscovitice

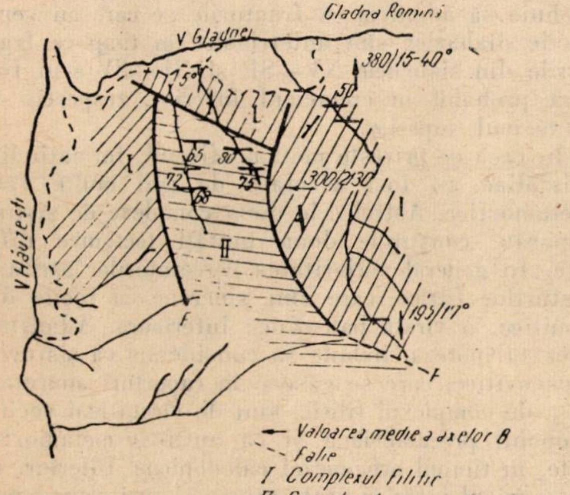

Gladna Romînă
V Gladnei
380/15-40°
15°
50
I
65
30
72
75
68
300/2130
I
II
V Hăuzeşti
193/17°
F
F
— Valoarea medie a axelor B
Falie
I Complexul filitic
II Complexul muscovitic

Fig. 1. Schiţa geologică a regiunii Gladna.

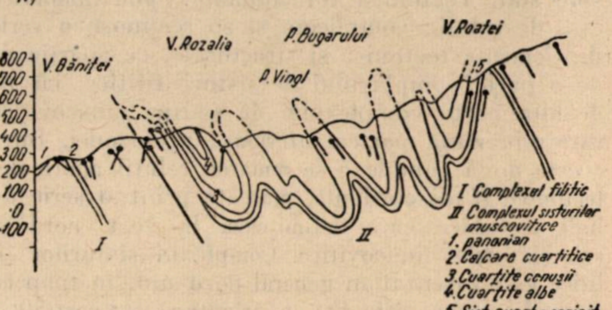

N
S
V.Rozalia
P.Bugarului
V.Roatei
V.Bănitei
P.Vingl
800
700
600
500
400
300
200
100
0
-100
1
2
3
4
5
I
II
I Complexul filitic
II Complexul şisturilor muscovitice
1. panonian
2. Calcare cuarţitice
3. Cuarţite cenuşii
4. Cuarţite albe
5. Sist cuarţ + sericit

Fig. 2. Profil geologic în bazinul Văii Rozalia.

biotit, șisturi muscovito-clorito-cuarțitice și șisturi muscovito-cuarțitice, care reprezintă partea principală a acestui complex. Ca intercalații s-au putut separa pe Valea Rozalia, cuarțite cenușii slab negricioase, care alternează cu cuarțite albe. Nu vom face descrierea mineralogică a acestor roci care alcătuiesc cele două complexe, ci vom insista numai asupra relațiilor dintre ele. Șisturile filitice în partea de nord a regiunii au o direcție NNE—SSV trecînd treptat la o direcție NS ca apoi în sectorul de la sud de Luncani să devină NV—SE pînă la V—E. Schimbarea direcției formațiunilor cristaline se datorește unei flexuri puternice, evidențiată prin arcuirea puternică a formațiunilor, arcuire ce se poate urmări pînă în creasta V. Ambrușița—V. Daia.

În șisturile cristaline se observă două liniații (L_1 și L_2). Curbarea puternică a formațiunilor cristaline dă impresia că avem de-a face cu o terminație periclinală, dar urmărind și măsurînd valorile elementelor liniare axe și liniații, pe de o parte, iar pe de altă parte, la sud de Luncani, ar trebui ca orizonturile de pe flancul nordic să se repete, lucru care nu se constată și în felul acesta se infirmă existența unui periclin. Măsurînd valorile axelor B, constatăm o schimbare progresivă a valorilor de la 380°/15—40° în sectorul nordic, unde formațiunile au o direcție NNE—SSE, apoi în zona de curbură la 300°/27—30° și în partea de sud, să aibă valoarea de 195°/—17°. Din cauza aceasta, în sectoarele unde se produc astfel de flexuri, liniația a II-a se poate confunda cu liniația I așa încît ești tentat să crezi că liniația I nu este liniația principală, ci liniația a II-a. În porțiunea în care formațiunile cristaline sînt orientate nord—sud măsurînd în mod sistematic valorile liniației a II-a se observă o mișcare sub paralelă a liniației în raport cu foliația, ajungînd în sudul regiunii să încline spre este avînd valori cuprinse între 130 și 90°/30—45° în timp ce liniația I, spre sud. Tectonica formațiunilor epimetamorfice este destul de complicată și se recunosc o serie de elemente tectonice și structurale, ce aparțin pe de o parte complexului de șisturi filitice, iar pe de altă parte complexului de șisturi muscovitice care reprezintă partea inferioară a epizonei. Între aceste două complexe se remarcă relații anormale, tectonice și discordante, marcate printr-o serie de linii tectonice care delimitează la vest, nord și est, șisturile muscovitice. Complexul șisturilor filitice este orientat în general nord-sud, în timp ce șisturile muscovitice au o orientare est-vest/50—80° astfel în partea de nord șisturile muscovitice se separă printr-o falie orientată NV—SE, care trece pe la sud de satul Gladna Montana. În partea de est, limita este marcată de o linie majoră cu caracter de încălcare, cu o direcție aproximativ nord-est, care se poate urmări mult către sud, Vîrful Daia, Vîrful Padeș.

În general cele două complexe separate, prezintă o structură geologică aparte, așa încît ele constituie două unități tectonice complet diferite. Șisturile muscovitice sînt orientate est—vest, iar din punct de vedere structural alcătuiesc o cută culcată deversată spre nord, și pusă în evidență prin măsurători frecvente de flancuri inverse, în bazinul Văii Rozalia. Caracterul de discordanță se remarcă mai ales începînd din Valea Băniței și pînă în Vîrful Brăianul Mare, iar de aci cele două complexe se găsesc tot în raporturi anormale, dar de data aceasta concordante. Efectele mișcărilor disjunctive sînt reprezentate prin diferite sisteme de fracturi. Se disting două sisteme ; un sistem NE—SV și un alt sistem NV—SE. Se constată că ambele sisteme deplasează formațiunile cristaline epimetamorfice. În restul masivului Poiana Ruscă s-a stabilit încă din anii trecuți (I. Bercea) existența acestor sisteme de falii precizîndu-se, în același timp, că sistemul NE—SV este mai nou decît cel NV—SE, deoarece se observă cum microfaliile după sistemul NE—SV, deplasează pe cele aparținînd sistemului NV—SE. Și în regiunea examinată se confirmă acest lucru. În această regiune șisturile cristaline sînt străbătute de numeroase filoane de roci eruptive reprezentate prin roci mai vechi diabazice și roci banatitice. În bazinul Văii Rozalia se constată mai ales că rocile banatitice au venit în special pe sistemul NE—SV, dar în același timp și pe fracturile după sistemul NV—SE. Remarcăm de asemenea fracturi orientate în general nord 20—50° est, care au constituit căi de acces numai pentru rocile diabazice, care sînt totdeauna orientate NE—SV. Cum timpul de punere în loc al acestor roci începe cu triasicul și se continuă pînă în cenomanian, pornind deci de la această idee, ajungem la concluzia că nu toate fracturile orientate NE—SV au aceeași vîrstă și trebuie să admitem că fracturile pe care au venit rocile diabazice sînt antetriasice în timp ce fracturile din sistemele NV—SE și NE—SV s-au format probabil în cretacicul inferior, respectiv în cretacicul superior.

În ceea ce privește metamorfismul, formațiunile cristaline au fost afectate de mai multe faze metamorfice. Astfel cele două complexe de șisturi separate constituie două unități tectonice diferite. În general majoritatea cercetătorilor atribuie șisturilor filtice, care sînt sincrone cu rocile dolomitice, o vîrstă paleozoică inferioară. Admițînd această ipoteză, trebuie să considerăm că șisturile muscovitice, care se găsesc în raporturi anormale față de complexul filitic, sînt de vîrstă mai veche, probabil precambriană și că au fost metamorfozate, în timpul orogenezei caledoniene. Ulterior, în paleozoicul inferior peste aceste șisturi s-au depus șisturile filitice și rocile dolomitice. Aceste formațiuni au fost metamorfozate în timpul orogenezei hercinice, iar șisturile curțito-muscovitice cu biotit retromorfozate. În timpul acestei faze s-a produs și o serie de flexuri din care cea mai importantă a determinat arcuirea puternică a șisturilor cristaline în regiunea Luncani. Mai tîrziu șisturile cristaline au suportat și un metamorfism dinamic ale cărui efecte sînt remarcate prin existența celor două sisteme de fracturi orientate NE-SV și NV-SE, numai acele fracturi pe care au venit rocile banatitice. De asemenea o serie de linii actualmente falii (exemplu falia de pe Valea Gladnei ce trece pe la sud de Valea Floroni) în timpul celei de-a doua faze de cutare au funcționat ca flexuri și ulterior s-au transformat în falii. În concluzie putem spune că formațiunile cristaline în această regiune, stratigrafic s-au separat în două complexe, delimitate printr-o linie cu caracter de încălecare ce se poate urmări din Valea Băniței și se continuă pînă în Vîrful Padeș. De altfel, mici linii cu caracter de șariere au fost semnalate și de geologul A. Popescu la sud de localitatea Luncani. Complexul șisturilor muscovitice a fost metamorfozat într-o primă fază, în timpul orogenezei caledonice și apoi retromorfozat în faza a II-a de cutare hercinică, fază în care au fost metamorfozate și sedimentele din care au rezultat șisturile filitice, calcarele și rocile dolomitice.

Menționăm de asemenea că liniația a II-a este dată de faza metamorfică cu caracter dinamic, care a determinat orientarea mineralelor micacee pe anumite direcții, liniație care nu dă strutcuri majore, iar pe de altă parte, tectonica rupturală, precum și deversarea șisturilor muscovitice, de la sud către nord. Tectonica casantă este reprezentată prin două sisteme de fracturi NE-SV și altul NV-SE și că nu toate fracturile orientate NE-SV au aceeași vîrstă, distingîndu-se unele mai vechi antetriasice și altele mai noi mezocretacice.

Bibliografie

[1] Chivu, C. și Serafimovici, V. *Raport geologic asupra lucrărilor de prospecțiune geologică în regiunea Romînești — Gladna Romînă, 1961 Poiana-Ruscă de NV.*

[2] Papiu, V. *Raport geologic minier. Cercetări geologice in regiunea Luncani — Tomești — Baloșești Jud. Severin 1947.* Arhiva Comitetului geologic.

[3] Papiu, V. *Cercetări geologice în regiunea Luncani Jud. Severin 1946.* Arhiva Comitetului geologic.

[4] Papiu, V. *Cercetări geologice executate pe versantul nordic al masivului Poiana-Ruscă. 1949.* Arhiva Comitetului geologic.

[5] Papiu, V. *Cercetări geologice pe versantul NV II al masivului Poiana-Ruscă D.d.sc. XL,* 1953.

[6] Savu, H. *Raport geologic asupra lucrărilor din partea de NV a masivului Poiana-Ruscă,* 1963, Arhiva Comitetului geologic.

[7] Schaforzik, E. *Aust.* f. 1953. Budapest 1905.

* * *

Informații

Cel de-al VI-lea Congres internațional de preparare a minereurilor (Cannes — 1963)

Ing. C. Grigorescu, ing. S. Tătaru, ing. M. Guran și ing. L. Onofrei

Între 26 mai și 2 iunie 1963 s-a ținut la Cannes (Franța) cel de-al 6-lea Congres internațional de preparare a minereurilor, organizat de către „Societé de l'Industrie Minérale".

Acest congres face parte din seria congreselor similare care se desfășoară la intervale de 2—3 ani în diferite țări. Ultimul congres a avut loc la Londra (1960), iar viitoarele congrese urmează a fi ținute la New-York (1964) și Moscova (1966).

Congresul de la Cannes a fost unul dintre cele mai importante, atît prin valoarea și numărul de comunicări prezentate, cît și prin participarea numeroasă. La congres au luat parte peste 1 000 de persoane (congresiști și însoțitori) din 52 țări.

La buna desfășurare a lucrărilor și-au adus aportul savanți cu renume, academicieni, profesori, cercetători, ingineri ca de pildă: *I. N. Plaxin, I. A. Kakovski, V. A. Glemboțki, W. I. Klassen, S. I. Polkin,* (U.R.S.S.), *R. I. Testut, P. E .Emery, J. Masson, M. Rey, E. Herzog* (Franța), *M. Gaudin, D. Dahlstrom* (S.U.A.), *M. G. Fleming, D. A. Everest, R. A. Wells, F. B. Michell* (Anglia), *E. Puffe, K. Meyer* (R.F.G.), *L. Usoni, M. Carta* (Italia) ș.a.

Au fost prezentate 50 comunicări selecționate de Comitetul științific internațional al Congresului dintr-un număr de 205 propuneri venite din 30 de țări diferite.

Congresul și-a desfășurat lucrările în cadrul a 10 secții care au îmbrățișat următoarele domenii:

- **— tehnica cercetărilor de laborator;**
- **— măcinarea;**
- **— clasarea;**

- **hidrometalurgia ;**
- **gravimetria ;**
- **flotaţia minereurilor de fier ;**
- **prăjirea magnetizantă şi separarea magnetică ;**
- **teoria flotaţiei ;**
- **practica flotaţiei ;**
- **controlul şi automatizarea.**

Se remarcă importanţa acordată problemelor de preparare a minereurilor de fier (două secţii cu 10 comunicări) metodelor hidrometalurgice, precum şi problemelor flotaţiei (trei secţii cu 16 comunicări).

Dintre comunicările care interesează în mod deosebit pe specialiştii din ţara noastră subliniem pe cele referitoare la flotaţia minereurilor de fier, la prăjire şi separare magnetică, unele probleme de gravimetrie, precum şi aspectele legate de practica flotaţiei minereurilor.

Secţia I. Tehnica cercetării

T. Takakuwa şi T. Takamori (Japonia) *Metodă de cercetare a procesului de flotaţie prin inversiunea de fază.* Metoda permite să se aprecieze udabilitatea mineralelor într-un mod simplu, bazat pe măsurarea unghiului prin faza lichidă.

P. Raffinot şi V. Formanek (Franţa) *O staţie pilot de flotaţie de mică capacitate cu reglaj automat.* Se descrie instalaţia pilot de flotaţie cu o capacitate de circa 200 kg minereu pe schimb (8 ore), care permite, prin prelucrarea în circuit închis a 2—3 t minereu, obţinerea unor rezultate reproductibile în faze industriale.

Staţia pilot este utilată cu două mori care pot lucra atît cu bile cît şi cu bare, vase de condiţionare, patru grupuri de cîte trei celule pentru flotarea primară, opt celule pentru reflotare şi două mori mici pentru remăcinarea produselor mixte. Întrucît circulaţia tulburelii se face cu ajutorul pompelor s-a asigurat posibilitatea realizării oricărei scheme dorite. Cu toate că instalaţia are o capacitate redusă, ea funcţionează cu regim constant, datorită reglării automate a nivelului tulburelii în celule, a culegerii automate a probelor şi dozării reactivilor cu ajutorul vanelor electrice şi al altor dispozitive pentru reglarea debitului şi a diluţiei. În partea a doua a referatului autorii prezintă rezultatele obţinute la flotarea în pilot a unor minereuri (de fier, baritină, wolframită, plumb-zinc etc.) în paralel cu rezultatele obţinute în faza industrială la flotarea aceloraşi minereuri, trăgînd concluzia că în staţia pilot prezentată se pot obţine rezultate reproductibile în fază industrială.

Secţia a II-a. Măcinarea

D. W. Fuerstenau şi P. Somasundaran (S.U.A.) *Cinetica măcinării.* Se prezintă rezultatele cercetărilor şi studiilor teoretice privind cinetica procesului de măcinare.

R. Planiol (Franţa) *Repartiţia energiei în morile centrifuge lucrînd în vid.* Autorul prezintă rezultatele obţinute la măcinarea minereurilor în mori centrifugale verticale lucrînd în vid, arătînd că acestea permit o economie de energie de 33% în comparaţie cu rezultatele optime obţinute la morile obişnuite cu bile.

W. Jakobs şi J. Feik (R.F.G.) *Cercetări comparative de măcinare a unui minereu de fier rubanat cuarţos într-o moară cu bare şi o moară Cascade de dimensiuni mari.* La staţia de încercări pentru prepararea mecanică de la Othfresen (R.F.G.) s-a elaborat un interesant studiu asupra măcinării autogene a minereurilor alterate de fier de la Bong Range (Liberia), în paralel cu măcinarea clasică în mori cu bare. Rezultatele obţinute au scos în evidenţă o serie de avantaje ale măcinării autogene, redate în cele ce urmează.

Fineţea necesară de măcinare este obţinută direct din minereul grob presfărîmat (300 mm), în timp ce măcinarea în mori cu bare necesită o concasare suplimentară (30 mm) legată de cheltuieli suplimentare. De aceea, deşi preţul instalaţiei pentru măcinare autogenă este mai mare, investiţiile generale vor fi totuşi mai mici. Minereul util este separat de gangă fără a fi presfărîmat, cantitatea de particule fine rezultată în procesul de măcinare fiind redusă, depinzînd doar de natura minereului. Pentru a realiza o eliberare echivalentă a minereului util din gangă în morile cu bare se ajunge la o cantitate mult mai ridicată de particule ultrafine.

Conţinutul de fier de 65%, în concentratul obţinut la spiralele Humphrey la fel ca şi proporţia de 14% granulaţie peste 0,250 mm sînt practic constante pentru produsele obţinute prin măcinarea autogenă în timp ce în cazul măcinării în mori cu bare proporţia de + 0,250 mm nu trebuie să depăşească 11% pentru a obţine un conţinut de 66% fier în concentrat. Consumul de oţel este net în favoarea măcinării autogene (182 g pe tona de minereu brut) faţă de morile cu bare cînd consumul se ridică la 829 g pe tona de brut.

Singurul avantaj pe care-l prezintă morile cu bare în comparaţie cu morile autogene este consumul mai mic de energie.

Ţinînd cont însă de energia consumată pentru concasarea prealabilă a minereurilor ce urmează să fie măcinate în morile cu bare, consumul total de energie este cel puţin egal în cele două cazuri.

Pe baza rezultatelor obţinute s-a hotărît ca staţia industrială de preparare a minereurilor de fier de la Bong Range să fie utilată cu o instalaţie de mişcare autogenă tip Cascade.

M. Pasquet şi G. Joco (Franţa) *Studiul măcinării autogene a minereurilor lorene de fier în vederea preparării prin separarea magnetică.* Lucrarea a fost efectuată în legătură cu stabilirea tehnologiei de preparare a minereurilor de fier oxidate din Lorena. Tehnologia constă în separarea magnetică uscată, la intensităţi ridicate a mineralelor feromagnetice de fier, oolitele, a căror dimensiune maximă este de ordinul a 500 microni, avînd un conţinut de 50% Fe. O asemenea separare se poate face cu ajutorul măcinării autogene condusă în aşa fel încît oolitele să fie protejate în timpul procesului. Autorii au dovedit că pornind de la minereuri presfărîmate şi efectuînd măcinarea autogenă în aparate tip Aerofall sau Cascade, ventilate cu gazele arse ale unei instalaţii de încălzire, se poate realiza concomitent măcinarea şi uscarea minereului pînă la conţinutul de 1% umiditate. Granulaţia produsului finit depinde în special de caracteristicile petrografice ale minereului.

Instalaţia prezintă de asemenea avantajul de a permite separarea particulelor ultrafine în circuitul pneumatic care primeşte produsul măcinat, prevenind astfel intrarea lor în separatoarele magnetice, fapt care duce la ridicarea conţinutului de fier în concentrat.

Secţia a III-a. Clasarea

P. H. Fahlström (Suedia) *Studiul hidrociclonului clasor.*

În baza numeroaselor studii în laborator şi pilot, autorul consideră că funcţionarea unui hidrociclon-clasor poate fi caracterizată de următorii parametri :

- dimensiunea de separare (clasare) ;
- eficacitatea sau precizia separării (clasării) ;
- debitul hidrociclonului.

Autorul examinează aceşti parametri ai funcţionării hidrocicloanelor şi ajunge la exprimarea matematică a valorilor în funcţie de extracţia în greutate şi concentraţia în solid din produsele hidrociclonului.

J. Masson (Franţa) *Debitul de apă limpede a hidrocicloanelor.* Autorul propune formulele empirice pentru alegerea şi controlul funcţionării hidrocicloanelor.

Secția a IV-a. Hidrometalurgia

I. A. Kakovski (U.R.S.S.) *Studiul cineticii și al mecanismului unor procese hidrometalurgice.* Autorul a prezentat o serie de idei și rezultate noi în prelucrarea primară a minereurilor. Se arată că procedeele hidrometalurgice tind să înlocuiască pe cele metalurgice cu rezultate bune mai ales în cazul metalelor neferoase. I. A. Kakovski a efectuat o serie de lucrări de cercetare asupra cineticii cianurării, folosind procedeul cu disc rotativ propus de G. Levici, și teoria difuziei convective, dovedind că există o concentrație critică de cianură pentru presiunea parțială de oxigen dată, a cărei depășire nu duce la creșterea corespunzătoare a vitezei de cianurare. Grație procedeului propus, se poate determina în mod precis condițiile optime de dizolvare a elementelor în soluții de cianură.

D. A. Everest și R. A. Wells (Anglia) *Posibilități încă nefolosite de întrebuințare a schimbătorilor de ioni în hidrometalurgie.* Autorii, cunoscuți ca unii dintre primii cercetători în domeniul folosirii schimbului ionic în prelucrarea primară a minereurilor, pornind de la observația că în afara hidrometalurgiei uraniului, schimbul ionic nu a căpătat pînă în prezent o răspîndire apreciabilă, calculează prețurile de revenire pentru o serie de elemente în cazul extragerii lor din soluție cu ajutorul schimbătorilor de ioni, dovedind că procedeul poate fi aplicat în cazul metalelor relativ scumpe. Enumerînd factorii care ar putea mări rentabilitatea utilizării schimbătorilor de ioni la hidrometalurgie, autorii se opresc asupra selectivității, asupra diverselor tipuri de rășini (pe bază de polistiren, de celuloză, de clorură de polivinil, schimbători de ioni naturali), eluția selectivă etc. În raportul prezentat autorii emit pentru prima oară ipoteza dependenței selectivității rășinii față de un anumit ion de entropie parțială molară a acestuia din urmă. În lumina acestei ipoteze, ei calculează afinitatea și selectivitatea rășinii față de ionul adsorbit și deci și posibilitatea estimării valabilității practice a procesului. La sfîrșitul comunicării se prezintă un studiu comparativ asupra schimbului ionic pe rășini și extracția cu solvenți organici (schimbători de ioni lichizi). După autori, punerea la punct a adsorbției direct din tulbureală ar constitui unul din avantajele majore ale procedeului, putînd concura cu celelalte procedee de prelucrare primară a minereurilor.

A. R. Burkin și A. M. Edwards (Anglia) *Formarea unor straturi insolubile de oxid de fier în cursul atacului alcalin sub presiune a piritei.* Autorii au studiat un caz general de pasivizare a mineralelor în timpul leșierii, pe cazul particular al atacului sub presiune al piritei cu sodă:

$$2FeS_2+8NaOH+7O_2=2Fe(OH)_2+4Na_2SO_4+2H_2O.$$

Concluziile la care au ajuns sînt valabile pentru cazuri asemănătoare din hidrometalurgie.

E. Herzog și L. Bäcker (Franța) *Îmbogățirea și epurarea minereurilor de fier prin atac alcalin.* Autorii expun o serie de rezultate generale obținute la prelucrarea prin acest procedeu a unor minereuri de fier silicioase, a căror constituție împiedică prelucrarea prin metode fizice obișnuite. Prin similitudine cu procedeul Bayer pentru alumină, drept reactiv de atac în acest caz a fost aleasă soda.

În condiții de laborator, parametrii principali ai procesului de atac au fost: concentrația sodei 40—50%, temperatura de fierbere 125—140° C, timp de atac 0,5—3 ore, concentrația în material solid 50—200 g/l.

Principalele rezultate ale tratamentului sînt:

— din punct de vedere chimic: îmbogățirea în fier cu 30—50% față de conținuturile inițiale, cu un randament de extragere de ordinul a 95%; eliminarea silicei în proporție de 60—80%; eliminarea aluminei în proporție de 90% și practic eliminarea completă a sulfului și fosforului; posibilitatea de a recupera cromul și vanadiul etc.;

— din punct de vedere fizic: transformarea magnetică a sistemului brut, în cazul cînd acesta conține o serie de ioni feroși, posibilitatea utilizării separării magnetice a minereurilor tratate.

Dificultățile procedeului constau în faptul că soda trebuie să rămînă în produsul final doar în proporție de 0,7—1,3%, altfel deranjează procesul ulterior de furnalizare. De asemenea regenerarea (recuperarea) lichidului de atac constituie o problemă nu îndeajuns de bine pusă la punct.

Procedeul este foarte interesant pentru minereuri de fier silicioase (Maroc, Spania, Liban, R.S.F. Iugoslavă) aluminoase (India, Argentina) minereuri de mangan bogate în fier (India, Italia) și minereuri de mangan fosforoase (Australia).

Procedeul a fost însă cercetat numai la scară laborator și pilot. Cercetările la scară mai mare vor permite să se pună la punct o serie de aspecte tehnologice și economice, ca de pildă: valorificarea subproduselor, reducerea consumului de sodă prin regenerarea soluției de atac, reducerea conținutului de sodă din concentratul obținut etc.

Totuși de pe acum se poate afirma că principalele avantaje ale procedeului, constau în: neutilizarea unei măcinări înaintate; nu este necesară o uscare importantă sau alte tratamente termice; atacul cu reactiv se face la temperatura de fierbere; separarea lichid-solid ușurată de posibilitatea de a folosi separarea magnetică; regenerarea și recuperarea soluției de sodă se poate face cu reactivi adecvați, în fiecare caz, de pildă varul precipitînd silicea și fosforul.

Autorii estimează prețul de cost al procedeului pe tona de minereu silicios la 35 NF (din care 10 NF pentru amortismente și alte sarcini financiare).

Este de notat că procedeul devine interesant pentru minereuri cu conținut de fier de minimum 35—40% și mai ales în cazurile cînd elementele nocive (S, P etc.) nu pot fi eliminate prin metode obișnuite.

F. A. Forward și A. Vizsolyi (Canada) *Leșierea minereurilor de wolfram cu etilen glicol în scopul obținerii acidului wolframic de înaltă puritate.* Procedeul este bazat pe proprietatea acidului wolframic de a se dizolva în alcolii di- și polihidratați ca de exemplu în etilen glicol $CH_2OH—CH_2OH$. Autorii preconizează atacul minereului cu acid sulfuric la 95—100°C cînd se obține o extracție de 98% a wolframului în soluție. Produsul obținut este tratat cu un amestec de etilen glicol și clorhidrat de glicol la 120°C. Wolframul trece în soluție pînă la 530 g/l în timp ce reziduul conținînd sulfat de calciu, silice și o parte din wolframul dizolvat este spălat cu etilen glicol provenit de la distilație; după filtrare reziduul este aruncat. Soluția de etilen-glicol conținînd 80—150 g/l WO_3 este purificată de molibden cu ajutorul hidrogenului sulfurat, după care acidul wolframic este separat prin hidroliză adăugîndu-se 10—15% apă și 2—3% acid clorhidric. Un precipitat cristalin pur de H_2WO_3 este obținut după încălzire timp de 12 ore la 70°C. După filtrarea precipitatului, soluția de etilen glicol este distilată și reciclată.

G. Macchiaverna (Argentina) *Eluția uraniului cu ajutorul carbonatului de amoniu și a bicarbonatului de sodiu, aplicație la schimbul ionic în mediu alcalin.* Autorul analizează posibilitățile eluției în condiții avantajoase a uraniului adsorbit din soluțiile leșierii cu sodă, concomitent cu posibilitatea reciclării la leșiere a soluțiilor mumă. Înlocuind ionul Cl^-, în eluat, cu ionul CO_3^{2-}, autorul evită introducerea în sistem a unui component care ar putea depresa adsorbția uraniului de către rășină (ionul clor).

J. J. Lecoq, P. Mouret, P. Pottier și P. Sugier (Franța) *Aplicarea leșierii prin capilaritate la extracția uraniului din minereu.* Noul procedeu permite extracția uraniului din minereurile sărace prin leșiere îndelungată a acestora în turnuri verticale în care minereul la granulație relativ mare (6—25 mm) este tratat cu soluții acide sau alcaline care dizolvă uraniul. Acesta este recuperat la extracții de ordinul 75—80%.

D. A. Everest și E. Napier (Anglia) *Extracția beriliului din concentratele de beril.* Autorii au expus un procedeu de obținere a hidroxidului de beriliu din concentrate de flotație conținînd 2,7% BeO.

R. E. Nusgrove (S.U.A.) *Evaluarea economică a procedeelor hidrometalurgice.* Se prezintă pe scurt cîteva metode care pot da posibilitatea să se prevadă beneficiul (sau pierderea) ce va rezulta prin tratamentul hidrometalurgic, exprimate prin diferența între prețul de cost și prețul de vînzare. Autorul examinează rînd pe rînd următorii factori constituenți ai prețului de cost:

1) costul minereului;

2) costul investiției, fie prin analogie cu investițiile necesare pentru construirea unor uzine analoge, fie prin examinarea detaliată a tuturor lucrărilor și materialelor necesare investiției;

3) capitaluri imobilizate (stoc de minereu pentru 5—6 luni, stoc de materiale de întreținere care reprezintă 1—5% din costul uzinei, stocul de combustibil și reactivi, metal în fluxul tehnologic ca producție neterminată);

4) cheltuieli de livrare;

5) cheltuieli de exploatare (mîna de lucru pentru producția de bază și întreținere, reactivi, materiale pentru întreținere reprezentînd 2—18% din costul uzinei, servicii diverse reprezentînd 5% din salarii, energie și apă, analiza de laborator);

6) cheltuieli fixe (taxe de asigurare circa 2—3% din cheltuielile de investiții, cheltuieli administrative circa 2% din prețul de vînzare, cheltuieli de vînzare și cheltuieli pentru cercetări științifice).

În partea a doua a referatului autorul prezintă un caz ipotetic al punerii în funcțiune a unei uzine hidrometalurgice de prelucrare a minereurilor uranifere, cu o capacitate anuală de 60 000 t minereu, putînd să producă 1 500—1 600 t uraniu sub formă de diuranat la un randament de extracție de 93%. Cheltuielile de investiții în condițiile unui stat din vestul Statelor Unite ar constitui 61,5 milioane franci. Sfîrșitul calculului arată că în condițiile presupuse de autor, investiția devine rentabilă pe o perioadă de circa 7 ani, după care rentabilitatea devine negativă și uzina trebuie închisă.

Secția a V-a. Gravimetria

M. Carta, C. del Fa și C. Ferrara (Italia) *Un nou aparat de separare pneumatică.* Autorii expun rezultatele obținute cu un aparat de concepție nouă pentru separarea pneumatică. Aparatul, care se bazează pe principiul formării unei dune de material într-un curent de aer cu o viteză anumită, este constituit dintr-un canal cu secțiunea dreptunghiulară și cu pereții superior și inferior mobili unul față de altul. Se formează astfel o serie de camere, care provoacă formarea dunelor de material.

Aceste dune sînt animate de o mișcare lentă de rotație în jurul unei axe aproape orizontale care permite antrenarea către creștetul dunei a grăunților ușori și antrenarea lor de către curentul de aer. Grăunții grei au tendința de a se roti pe loc și nu părăsesc camera.

Încercări executate cu diverse minereuri de plumb și mercur din Italia au demonstrat că aparatul poate fi utilizat pentru preconcentrare uscată a materialelor cu granulație medie. Mai rămîn de studiat unele aspecte teoretice și practice ale fenomenelor care se petrec în decursul funcționării aparatului.

E. Condolios, C. Hoffnung și C. Moreau (Franța) *Două aparate hidraulice de tratare gravimetrică a minereurilor: Lavodune și Lavoflux.* Autorii au prezentat două aparate hidraulice pentru prelucrarea gravimetrică a minereurilor. Aparatele au fost denumite Lavodune și Lavoflux fiind puse la punct de către societatea Sogreah (Grenoble).

Aparatul Lavodune se compune în esență dintr-un tub înclinat, în care se face separarea, și a cărui secțiune este variabilă pe lungime.

Materialul ce se tratează este introdus în acest tub, iar după separare, fracțiunea ușoară se extrage prin extremitatea superioară a tubului în timp ce fracțiunea cu densitate mai mare se extrage prin extremitatea inferioară.

Prin intermediul unei vane de reglare a debitului se poate varia viteza de curgere a apei prin tub, care în funcție de scopul urmărit, se alege astfel încît să fie mai mare decît viteza de antrenare a particulelor ușoare și mai mică decît viteza de antrenare a particulelor grele.

Parametrii principali, care intervin în funcționare, sînt:

— granulometria materialului tratat, 0,5—20 mm;

— debitul de apă pentru separare, 20 m^3/t;

— capacitatea de prelucrare este funcție de dimensiunile tubului și de densitatea de separare.

La o densitate de separare de 3,0, capacitatea de prelucrare este de 1 t/h și 1 dm^2 de secțiune iar consum de energie este de 0,2—0,8 kWh/t.

Aparatul se poate folosi la spălarea cărbunilor, la separarea unor minereuri de fier, plumb, zinc, fosfați, metale nobile, precum și la clasarea diverselor varietăți de nisipuri (construcție, turnătorie, sticlă etc.).

Ca urmare a încercărilor efectuate atît în faza laborator și pilot, cît și în fază industrială cu aparatul Lavodune s-a constatat că este imposibil să se obțină o separare densimetrică bună cu minereuri de granulometrie mai mică ca 0,5 mm.

Pentru obținerea unei separări eficace a materialului cu granulometrie sub 0,5 mm, este necesar să se treacă de la curgerea turbulentă (cazul Lavodune) la curgerea laminară, cu un număr Reynolds caracteristic, inferior lui 3 000. Astfel s-a ajuns la realizarea aparatului Lavoflux.

În afara acestei deosebiri esențiale față de Lavodune aparatul Lavoflux, realizează efectul respectiv nu cu ajutorul unei dune staționare, ca în cazul aparatului Lavodune, ci prin intermediul unui mediu dens fluidizat situat aproape de zona de control inferior.

Parametrii principali ce intervin în funcționarea unui aparat Lavoflux sînt următorii:

— granulometria poate fi cuprinsă între 80 microni și 0,5 mm;

— debitul de apă pentru separare este de ordinul 5—10 m^3/t;

— consumul de apă este mic, 0,2—0,5 m^3/t;

— capacitatea de prelucrare a aparatului este funcție de tipul minereului și de procentul de mixte.

Întrucît capacitatea unui astfel de aparat este mică, s-au construit aparate cu șase celule grupate într-un ansamblu.

Domeniul de aplicare al acestor aparate este de asemenea foarte larg, de la nisipuri de plajă, pînă la minereuri feroase, rare și cărbuni.

E. Michell și P. Suvarnapradip (Anglia) *Zețajul aplicat la concentrarea minereurilor aluvionare.* Necesitatea de a trata minereuri din ce în ce mai sărace și mai fin concrescute, pentru care randamentele de recuperare sînt scăzute, a condus pe autori la analiza funcționării mașinilor de zețaj, oprindu-se în particular asupra recuperării grăunților denși și foarte fini, precum și la studiul pierderilor în sterile.

Astfel autorii au studiat influența afînării patului de zețaj asupra procesului în sine, influența curentului de apă de la suprafața mașinii, influența șlamurilor asupra zețajului etc.

D. Davies, H. Dreissen și R. Oliver (Olanda și S.U.A.) *Progrese realizate în separarea minereurilor* *fine în hidrocicloane cu medii dense.* Se redau rezultatele cercetării privind separarea unor minereuri fine, la densități de separare cuprinse între 2,4 și 3,5 g/cm³, prezentîndu-se rezultatele obținute pe un hidrociclon-pilot de 150 mm diametru. Mediul folosit a fost magnetită sau ferosiliciu.

S-au efectuat încercări cu minereuri de cupru, crom, fier, mangan, magnetită, fosfați etc. Granulometriile erau cuprinse între 0,2 și 0,5 mm.

Autorii au analizat influența stabilității mediului și a dimensiunilor grăunților tratați asupra eficienței separării. S-au obținut rezultate excelente cu grăunții grobi (cărbune sau minereu de fier) cu diametrul de circa 50 mm.

D. Lesic (R.S.F. Iugoslavă) *Cercetări de îmbogățire prin lichide grele a unui minereu sărac de serpentină cu conținut de fier, nichel, crom și cobalt.* Autorul a prezentat unele aspecte privind îmbogățirea unui minereu de serpentină cu conținut scăzut de fier, nichel, crom și cobalt prin separarea în lichide grele.

Este vorba de un zăcămînt recent descoperit în R.S.F. Iugoslavă — o serpentină lateritică impregnată uniform cu oxid de fier coloidal. Minereul conține circa 20% Fe, 0,60% Ni, 0,08% Co, 2% Cr_2O_3, 44% SiO_2, 10% MgO etc.

Dimensiunea de separare a speciilor minerale a fost stabilită la 0,6 mm.

Pentru concentrarea minereului s-au folosit o serie de procedee, ca de pildă: separarea densimetrică, separarea magnetică, flotația, prăjirea magnetizantă sau clorurantă, leșierea.

Singura cale care a dus la rezultate acceptabile a fost separarea densimetrică. Autorul descrie aparatul folosit la experimentări (vas de separare) care lucra cu un lichid greu — tetrabrometan — la densitatea de separare 2,85 g/cm³. Minereul era sfărîmat la 0,6 mm, îndepărtîndu-se în prealabil prin deșlamare grăunții sub 30 microni.

Procedeul a permis recuperarea unui produs bogat reprezentînd circa 37% din minereu, cu peste 32% Fe, 17% SiO_2, 0,81% Ni, 4,20% Cr_2O_3 și cu o recuperare de 61% în Fe, 44% în Ni și 85% în Cr_2O_3.

Acest produs poate fi tratat în continuare pe cale metalurgică, după noul procedeu pus la punct în Grecia de către Mussulos (procedeu de reducere selectivă).

Consumul de reactivi ajunge la 1 kg tetrabrometan și 3 kg whitespirit pe tona de minereu tratat. Whitespirit-ul se folosește la spălarea produselor după filtrare.

V. Formanek și I. Lauvernier (Maroc) *Îmbogățirea arseniurilor de cobalt de la Bou-Azzer (Maroc) prin gravimetrie și flotație.*

În minereul de la Bou-Azzer se întîlnesc o gamă extrem de mare de arseniuri de cobalt, nichel și fier, cu o gangă, de asemenea, extrem de complexă — cuarț, riolit, serpentină, calcit, dolomit, talc, barită etc.

Ținînd cont de densitatea ridicată a arseniurilor de cobalt (5,7—6,8 g/cm³) și a conținutului scăzut în cobalt al minereului (circa 1% Co), procedeele gravimetrice au fost extinse la maximum, rezervîndu-se flotației doar materialul fin și mixtele care necesită o măcinare suplimentară pentru a fi îmbogățite.

Aparatul gravimetric folosit în instalația de la Bou-Azzer este un hancock-jig (mașină de zețaj cu sită mobilă), putînd lucra cu minereu neclasat. Minereul este concasat la 8 mm. Prin utilizarea unui pat format din bucăți de goethit, s-a putut elimina circa 62% din material ca steril cu 0,16% Co. Mixtele obținute la zețaj sînt conduse după remăcinare la flotație. Flotația mineralelor de cobalt este extrem de delicată. Drept reactivi de condiționare se folosesc: sulfatul de cupru (200—600 g/t) și sulfura de sodiu (1 000—2 000 g/t). Drept colector se utilizează amilxantatul. Prin acest procedeu combinat se obține în final un concentrat total (gravimetrie + flotație) cu circa 10% Co, la o recuperare de cobalt de 80—81%.

Secția a VI-a. Flotația minereurilor de fier

A. S. Joy și D. Waston (Anglia) *Obținerea, natura și proprietățile șlamurilor de hematită.* Autorii au observat că în decursul procesului de măcinare a hematitei la dimensiuni suficient de mici, sub 50 microni, se formează trei feluri de particule fine și ultrafine, de culoare neagră, roșie și portocalie. După o cercetare atentă a proprietăților lor fizico-chimice, cu ajutorul razelor X, a analizelor termodiferențiale, a granulometriei etc. autorii ajung la următoarele concluzii:

— particulele de culoare neagră sînt simple particule de hematită care-și păstrează aspectul pînă la dimensiuni de 3—4 microni;

— particulele roșii cu dimensiuni de 0,1—0,5 microni și sînt constituite din α-Fe_2O_3, slab hidratate. Ele prezintă o anumită dezordine cristalografică pe suprafață. Aceste particule nu sînt preexistente în minereu, formîndu-se în decursul procesului de măcinare;

— particulele ultrafine de culoare portocalie, măsoară aproximativ 200 Å. Ele sînt considerate ca nuclee de hematită, parțial alterate în goethită.

Sub aspect practic, datorită încărcării lor negative în aproape întregul domeniu de *p*H folosit în flotație, și datorită fineței lor, particulele de culoare portocalie aduc după sine un consum exagerat de reactivi (colectori cationici). Cînd, în cursul procesului de măcinare, se observă formarea acestor șlamuri portocalii este recomandat ca înaintea flotației să se procedeze la o deșlamare la *p*H = 8—9 pentru înlăturarea acestora.

V. A. Glembotki (U.R.S.S.) *Reactivi pentru flotația minereurilor de fier.* Lucrarea are caracter general, îmbrățișînd aspectele de principiu ale acestei probleme.

În baza studierii proprietăților cristalochimice și structurale ale mineralelor de fier, autorul a determinat ordinea crescîndă de flotabilitate teoretică a mineralelor de fier, care este: siderita, magnetita și hematita. Această ordine este confirmată de practica industrială.

Autorul trece în revistă diverși colectori tehnici folosiți în flotația minereurilor de fier și precizează modul lor de acțiune (acizi grași, ulei de tal, săpunuri etc.). Se subliniază în mod special rolul important al depresanților în procesul de flotație (silicat de sodiu).

Influența *p*H este foarte importantă. Magnetita și mai ales hematita au tendința de a adsorbi ionii OH^-. Aceasta are drept urmare pe de o parte o stînjenire a adsorbției ionilor colectori la suprafața mineralelor, iar pe de altă parte, pot modifica însăși natura colectorilor. În ansamblu cele mai bune rezultate se obțin la *p*H ușor acid. Autorul insistă, de asemenea, asupra întrebuințării substanțelor care favorizează dispersia micelelor de colectori.

M. Durand, F. Gauthier și R. Guyot (Franța) *Îmbogățirea unor minereuri de fier din Lorena prin flotația silicei.* Sînt prezentate rezultatele unor studii de laborator insistîndu-se îndeosebi asupra reactivilor necesari pentru flotarea mineralelor de gangă și în special a silicei. Se redau, de asemenea, rezultatele cercetărilor în flux continuu pe baza studiilor de laborator și se propune o schemă de tratate a minereului tip Lorena (oolite hematitice).

Minereul din bazinul Lorena este constituit din oolite hematitice cu gangă silicioasă. Cea mai mare parte din studii s-au efectuat pe un minereu cu următoarele caracteristici chimice: 28,6% Fe; 25,8% SiO_2; 6,25% CaO și 9,2% Al_2O_3.

Încercările de laborator s-au efectuat pe clasa 10—100 microni, care a fost realizată printr-o prealabilă hidrociclonare (deșlamare). Fără deșlamare s-a constatat că se face o „flotație de șlamuri", în care se produce o spumă voluminoasă, neselectivă și cu consum mare de reactivi. Șlamurile (0—10 microni) reprezintă aproximativ 25% din clasa 0—100 microni. În general, aceste șlamuri pot fi eliminate întrucît pierderile în substanță utilă sînt acceptabile.

Cele mai bune rezultate s-au obținut prin flotația mineralelor de gangă (flotația inversă) cu colectori cationici.

Reactivii folosiți în încercările de laborator au fost următorii :

Seria I :

— oleat de triethanolamină prescurtat OTEA,
consum 700 g/t ;
— carboximetil celuloză, prescurtat CMC,
consum 100 g/t ;
— ulei de pin, prescurtat HP,
consum 50 g/t ;
— clorură de cupru,
consum 500 g/t ;
— sodă caustică,
consum : cantitatea necesară pentru obținerea unui $pH = 11$.

Seria a II-a :

Aceiași reactivi fără regulator de mediu (flotația are loc la $pH = 7$) și cu folosirea unui alt colector cationic în schimbul OTEA și anume :

— acetat de laurylamină, prescurtat ALA,
consum 600 g/t.

Cu rețeta seriei a II-a s-au obținut rezultate mai bune și anume :

Produse	Extr. în greutate, v %	Conținut, %				Extr. Fe, %
		Fe	SiO_2	CaO	Al_2O_3	
Alimentare	100	28,60	25,8	6,25	9,2	100
Concentrat	29	39,5	8,85	8,45	6,2	40,5
Steril (spumă)	71	24,5	33,25	5,35	10,65	59,5

Prin măsurarea variației potențialului electrocinetic în funcție de pH și prin studiul recuperării în funcție de pH cu tubul lui Hallimond, s-a constatat că pentru flotarea cuarțului atît cu OTEA cît și cu ALA există două valori optime :

— una în jur de $pH = 7$;
— a doua în jur de $pH = 11$.

Temperatura influențează puțin (la T = 50°C) consumul de colector, conducînd la o reducere, în timp ce selectivitatea rămîne aceeași.

Încercările în flux continuu s-au efectuat într-o instalație pilot echipată cu opt grupe de cîte două celule fiecare. Volumul util al fiecărei celule fiind de 20 litri, instalația a avut o capacitate de prelucrare de 200 kg/h.

Parametrii de lucru au fost următorii :

Minereul s-a măcinat în prealabil la 100 microni și apoi s-a deșlamat la 10 microni.

Înainte de introducerea în circuitul de flotație, tulbureala a fost condiționată cîteva minute cu un reactiv depresant pentru limonită.

Consumul total de reactivi a fost de aproximativ :
400—600 g/t la ALA ;
300—500 g/t la CMC ;
40— 50 g/t la HP.

Rezultatele obținute arată că din punct de vedere calitativ ele sînt asemănătoare cu cele obținute în laborator, fiind superioare în ceea ce privește recuperarea în fier.

Bilanțul circuitului în flux continuu este următorul :

Produse	Extr. în greutate. v %	Conținut. %				Extr. în metal Fe. %
		Fe	SiO_2	CaO	Al_2O_3	
Alimentare	100	29	27,5	6,2		
Concentrat	50	40	9,0	8,5	6,0	69
Steril	50	18	42,5	3,9	12,4	31

Pentru prepararea minereurilor studiate tip oolitic, cercetătorii apreciază că pot fi folosite trei posibilități și anume :

— flux gravimetric (măcinarea la 0,5 mm, tratare gravimetrică pe jgheaburi elicoidale a clasei 0,1—0,5 mm și eliminarea clasei 0—0,1 mm) ;

— flotație (măcinare la 0,1 mm, prepararea prin flotație a clasei 0,01—0,1 mm și eliminarea clasei 0—0,01 mm) ;

— flux combinat — gravimetric — flotație (măcinare la 0,5 mm, tratare pe jgheaburi elicoidale a clasei 0,1—0,5 mm, tratarea prin flotație a clasei 0,01—0,1 mm și eliminarea clasei 0—0,01 mm).

Autorii acestei lucrări recomandă fluxul combinat (gravimetrie-flotație) întrucît calculul economic arată că el este mai avantajos.

Bilanțul ce poate fi asigurat cu schema propusă este redat în tabela 1.

Tabela 1

Nr. crt.	Produse	Conținut, %				Extracții	
		Fe	SiO_2	CaO	Al_2O_3	V, %	m, %
1	Alimentarea	28,6	25,8	6,2	9,2	100	100
2	Măcinare-clasare :						
	— clasa 0,1—0,5 mm	28,6	25,8	6,2	9,2	90,0	70,0
	— clasa 0,01—0,1 mm	29,0	25,7	6,3	8,3	22,5	23,0
	— clasa 0—0,01 mm	27,0	26,0	6,0	6,0	7,5	7,0
3	Concentrat total :	40,8	12,4	5,5	6,0	43	61,0
	— gravimetrie	41,0	13,5	4,5	6,0	32	45,5
	— de flotație	40,0	9,0	8,5	6,0	11	15,5
4	Steril final (spirale + flotație + șlamuri)	19,5	36,0	6,7	11,6	57,0	39,0

V. I. Klassen și S. I. Krokhin (U.R.S.S.) *Concentrația colectorilor la perimetrul de contact al bulelor de aer și activarea hematitei cu silicat de sodiu în vederea flotației.* Contrar a ceea ce se crede în mod obișnuit, colectorii nu se repartizează uniform la suprafața particulelor minerale. Din contră, susțin autorii, ei se concentrează într-o zonă precisă, care corespunde perimetrului de contact al celor trei faze în prezență (aer, lichid și solid). Fenomenul a putut fi observat la microscop pentru colectorii neopolari și a fost măsurat radiometric la xantați, cu ajutorul marcajului cu izotopi radioactivi.

Una din consecințele practice importante este posibilitatea de a mări dimensiunea limită a grăunților pentru flotație, adăugînd slabe cantități de reactiv în prealabil emulsionat, cu condiția ca minereul să fi fost în prealabil hidrofobizat cu alți reactivi : acesta ar fi rolul kerosenului în flotația grăunților grobi de hematită.

Rolul silicatului de sodiu în flotația hematitei nu se limitează la depresarea mineralelor de gangă ; astfel, în cantitate foarte mică este un adevărat activant al hematitei, căreia îi modifică potențialul electrocinetic. Asocierea unor mici cantități de silicat de sodiu și sulfat feros îmbunătățește flotabilitatea hematitei.

Secţia a VII-a. Prăjirea magnetizantă şi separarea magnetică

D. **Dahlem** şi C. **Sollenberger** (S.U.A.) *Creşterea grăuntelui de magnetită-hematită în cursul procesului de prăjire reducătoare.* Autorii au studiat modul de creştere a unui grăunte de hematită-magnetită în cursul procesului de prăjire reducătoare. S-a încercat îmbogăţirea unor taconite nemagnetice americane, avînd hematita extrem de fin dispersată în gangă (sub 10 microni). Din încercările de prăjire reducătoare efectuate, au reieşit două fenomene importante: pe de o parte, o creştere a particulelor de magnetită şi pe de altă parte, o migrare a magnetitei formate către suprafaţa mineralelor.

Creşterea particulelor de magnetită este vizibilă între 600 şi 1 000°C. Migrarea magnetitei către suprafaţă se produce la începutul prăjirii (timp de prăjire 1 oră la 750°C). Se formează o pătură de magnetită de circa 10 microni, dedesubtul căreia apare o zonă de magnetită poroasă de o grosime de circa 20 microni.

M. **Boucraut**, R. **Koskas** şi J. **Michard** (Franţa) *Studii de îmbogăţire a anumitor minereuri de fier din Lorena prin prăjirea magnetizantă.* Referatul cuprinde noi date în legătură cu folosirea unei metode de prăjire magnetizantă, în vederea separării constituenţilor minerali în separatoare magnetice clasice, în cîmpuri joase.

Înainte de a trece la încercările propriu-zise în flux continuu cu un reactor polietajat, cu o capacitate de 100—200 kg/h, autorii prezintă în cea mai mare parte a lucrării studiile de prăjire magnetizantă, în faza laborator.

Încercările s-au efectuat pe trei probe:

— Proba A, constituită din oolite limonitice, considerată ca tip de minereu cu oxizi fără argile (şisturi argiloase).

— Proba B, constituită din mixte de la separarea magnetică uscată în cîmp puternic, după măcinare la 1 mm într-o moară Aerofall. Minereul tratat corespunde unui tip intermediar între oxizi şi carbonaţi fără argile (şisturi argiloase).

— Proba C, constituită dintr-un tip de minereu cu carbonaţi fără argilă (şisturi argiloase).

Pentru fiecare probă s-au studiat viteze de reducere, gradul de reducere şi proprietăţile magnetice ale produselor. Aceste încercări au un pronunţat caracter fundamental şi sînt considerate ca indispensabile pentru trecerea la faza următoare în scopul obţinerii unor indici tehnici şi economici superiori (consum de combustibil, extracţii metalice etc.). Analiza chimică a produselor obţinute prin separare magnetică arată că sterilele au un grad de reducere diferit faţă de cel al concentratelor.

În ceea ce priveşte partea a doua a încercărilor într-un reactor polietajat de tip experimental (4 etaje grupate în două instalaţii distincte), construit la Maizieres-les-Metz, autorii arată că ele sînt în curs de execuţie şi consideră că se vor încheia cu succes.

Motivele principale pentru care tehnica prăjirii în pat fluidizat n-a fost încă aplicată pe scară industrială, se apreciază a fi următoarele:

— procedeul fluidizării necesită un minereu măcinat la o dimensiune relativ fină, ceea ce complică schema de preparare; în schimb măcinarea minereului după prăjire este mai selectivă;

— datorită principiului lor de funcţionare, procedeele de fluidizare nu permit un mers în contra curent gaz-solid;

— pentru ameliorarea bilanţului termic al operaţiei este necesar o serie de etaje în cascadă care complică în mod serios instalaţia.

J. B. **Lean** şi H. K. **Worner** (Australia) *Măcinarea cuarţitelor hematitice prin acţiunea combinată a prăjirii reducătoare şi măcinării autogene.* Autorii au observat că în cursul prăjirii, reţeaua cuarţului este crăpată sub efectul tensiunilor termice şi a transformării cuarţului α în curţ β, la 570°C. Astfel minereul devine friabil şi procesul de măcinare este uşurat. Încercările realizate pe o moară de laborator adusă la temperatura necesară reducerii şi străbătută de un gaz reducător (sau gaz inert, după caz) au permis studierea factorilor care influenţează viteza operaţiei. S-a constatat că viteza de reducere şi capacitatea de măcinare depind de temperatură. Viteza de reducere creşte în cazul adăugării unei mici încărcături de bile în moară. Încercările efectuate cu o moară pilot au confirmat capacitatea de măcinare mărită a acestui dispozitiv, în comparaţie cu aceea a unei mori autogene de aceeaşi dimensiune mergînd la rece (fără prăjire).

K. **Meyer** (R.F.G.) *Procedeul de prăjire magnetizantă Lurgi, o tehnică în prepararea minereurilor de fier.* Prăjirea magnetizantă urmată de separarea magnetică de intensitate joasă este una din tehnicile de lucru care au prilejuit numeroase studii experimentale şi teoretice.

Scopul esenţial al acestor încercări a fost de a găsi un cuptor avînd un randament bun şi consumînd minimum posibil de energie calorică.

Printre numeroasele aparate încercate (cuptor cu cuvă, reactor cu pat fluidizat, grătar mobil) cuptorul rotativ Lurgi a cunoscut o dezvoltare industrială importantă, întrucît el se pretează la tratamentul unei game largi de minereuri. Această supleţe se datoreşte posibilităţii de a repartiza şi a doza în diferite puncte ale cuptorului injecţiile de aer sau combustibil reducător, necesar reacţiilor de prăjire. În aceste cuptoare rotative a fost experimentată o serie întreagă de minereuri (semitaconite, siderită, hematită etc.), precum şi agenţi reducători solizi (lignit, antracit, praf de cocs etc.) sau gazoşi (gaz de gazogen, gaze de furnal etc.). Dacă nu se acordă o importanţă prea mare recuperării căldurii pierdute (în materialul prăjit şi în gazele de ardere evacuate) consumul caloric se situează la circa 240 kcal/kg de minereu. Adoptînd dispozitive de recuperare convenabile este posibil să se coboare acest consum la aproximativ 180 kcal/kg minereu.

Prin procedeul de prăjire magnetizantă şi separare magnetică a fost posibil să se obţină concentrate cu 50—71% Fe la recuperări de ordinul 73—98%. Rezultatele sînt influenţate în mod special de temperatura de reducere şi timpul de retenţie a materialului în cuptor.

La Mesabi (S.U.A.) au fost instalate două cuptoare pilot în cursul anului 1960 pentru a trata un anumit tip de minereu greu de prelucrat prin alte metode. Actualmente este posibil să se construiască instalaţii de prăjire cu o capacitate care poate să ajungă la 3 000 t/zi minereu brut.

Procedeul de prăjire se aplică la desarsenierea anumitor minereuri, precum şi la reducerea directă a minereurilor de fier. În acest ultim domeniu, lucrări întreprinse de Lurgi în colaborare cu Steel Company din Canada au dus la elaborarea unui nou procedeu (denumit procedeu SL) într-o instalaţie producînd 150 t/zi pelete.

A. **Gagyi-Palffy**, G. **Palfi** şi A. **Halasz** (R.P.U.) *Tratarea sideritei din R.P.U. şi recuperarea baritei şi a cuprului pe care le conţine.* În referat sînt expuse rezultatele valorificării complexe a sideritelor cu barită, pirită şi calcopirită de la Rudabanya. Conţinutul redus în fier (20—28%) prezenţa baritei şi a cuprului fac imposibilă aplicarea unui procedeu metalurgic direct. Primele încercări au indicat că prăjirea magnetizantă urmată de separarea magnetică este procedeul cel mai indicat pentru acest tip de minereu.

În anul 1961 a fost construită o instalaţie pentru concentrarea minereului.

După concasare la 30 mm minereul este tratat în două cuptoare rotative de 3 m diametru şi 30 m lungime încălzite cu gazogen. Minereul prăjit este concasat la 8 mm şi apoi concentrat magnetic uscat în două trepte.

Cuptoarele nu au funcţionat normal de la început. Nu se puteau atinge capacităţile prevăzute (de 28—30 t/h şi aparat), iar prăjirea nu era perfectă. După o serie de modificări (reducerea turaţiei, adaptări la arzătoare şi la căptuşeala interioară a cuptorului) s-au putut atinge şi chiar depăşi capacităţile prevăzute (ajungîndu-se la 5,1—5,5 t/m³ şi 24 ore, în loc de 4,7—5 t/m³ şi 24 ore), iar prăjirea a fost satisfăcătoare. Consumul termic este încă ridicat, 350—370 kcal/kg minereu. În prezent se caută a se micşora acest consum prin folosirea căldurii sensibile a gazelor arse şi prin unele transformări ale gazogenelor.

După separarea magnetică se recuperează 85% din fier într-un concentrat care conţine 44% Fe. Întrucît o importantă proporţie de barită şi de calcopirită conţinute în minereul brut, se regăsesc în fracţiunea 0—0,7 mm din sterile, se prevede retratarea acestui produs prin flotaţie în vederea recuperării baritei şi a cuprului şi, de asemenea, a unui concentrat suplimentar de fier. În laborator s-a obţinut, prin flotaţie, un concentrat cupros cu 8,2% Cu şi un altul cu 95% barită. Sterilele de la această flotaţie dau un concentrat de fier prin separare magnetică umedă, care conţine circa 35% Fe. Rezultatele obţinute în instalaţia de Rudabanya au arătat că deşi preţul de cost al prăjirii este ridicat (74,5% din preţul de cost total), totuşi concentrarea minereului este mai avantajoasă decît importul de minereuri străine. Valoarea metalurgică a produsului arată că după aglomerare, minereul este suficient de bazic pentru a fi tratat direct în furnale fără adaos de calcar.

V. Hencl (R.S.C.) *Prelucrarea complexă a sideritelor slovace.* Minereurile filoniene cu siderită de la Rudnany din R.S.C., cu o gangă alcătuită din barită, silicoaluminaţi şi cuarţ, conţin în proporţii reduse cupru, stibiu, mercur şi argint sub formă de sulfuri complexe.

Pentru valorificarea minereului au fost încercate mai multe procedee, reţinîndu-se în final soluţia prăjirii magnetizante urmată de separarea magnetică de intensitate joasă.

Pentru recuperarea celorlalte elemente din minereu s-au studiat în pilot două scheme tehnologice:

— prăjire magnetizantă urmată de separare magnetică de joasă intensitate şi de flotaţie pe sterilele nemagnetice;

— uscarea şi separarea magnetică uscată de intensitate înaltă, urmată de flotaţia sterilelor nemagnetice.

Soluţia a doua a fost adoptată, aducîndu-i-se o importantă ameliorare şi anume înlocuirea uscării şi separării magnetice uscate prin separarea magnetică umedă la intensitate înaltă a cîmpului magnetic (10 000—13 000 oersted). La scara pilot au fost examinate caracteristicile de funcţionare a doi separatori magnetici. După cercetările din pilot s-a propus schema unei noi instalaţii de preparare cu o capacitate de 130 t/oră. Concentratele de siderită pot fi îmbogăţite prin flotaţie, după remăcinare. Aglomerarea pe grătar a peletelor apare favorabilă faţă de aglomerarea în cuptor cu cuvă. Acest studiu prezintă o soluţie foarte interesantă pentru prelucrarea minereurilor complexe cu siderită.

Secţia a VIII-a. Teoria flotaţiei

G. Rinelli (Italia) *Măsurarea adsorbţiei cu ajutorul unor electrozi cu membrană.* Autorul prezintă o nouă metodă şi un aparat pentru măsurarea cantităţii de ioni adsorbiţi de către mineral. Elementul principal al aparatului îl constituie o membrană schimbătoare de ioni (pe bază de polistiren sulfonat) aşezată în soluţia unor electroliţi de concentraţie diferită. Membrana nu lasă să treacă prin ea ionii avînd acelaşi semn cu contraionul cu care ea este încărcată iniţial. În cazurile cînd ionii de semn contrar au concentraţii diferite de o parte şi de alta a membranei, între cele două soluţii se stabileşte o diferenţă de potenţial care este măsurată cu ajutorul unor electrozi de calomel. Folosind acest aparat autorul a măsurat adsorbţia unor ioni de către diverse minerale.

N. A. Eigheles şi V. S. Volvenskova (U.R.S.S.) *Electroliţii anorganici şi coloizii în actul elementar al flotaţiei.* Referatul analizează rolul electroliţilor anorganici şi al coloizilor în actul elementar de flotaţie, studiat cu ajutorul unui aparat descris de către M. A. Eigheles la Congresul internaţional de preparare de la Londra (1958). Încercările au fost efectuate cu ajutorul unui săpun, tridecilatul de sodiu, studiindu-se acţiunea lui asupra unor minerale (barită, apatită) în condiţii diverse şi în prezenţa oxalatului de sodiu.

M. A. Gaudin, A. Witt, A. K. Biswas şi T. G. Decker (S.U.A.) *Histerezisul unghiurilor de contact.* Autorii îşi propun să elucideze problemele legate de acest fenomen în legătură cu determinarea rolului unghiului de contact în flotaţie, problemă care, deşi veche în teoria flotaţiei, nu a fost încă studiată în mod satisfăcător. Autorii au studiat fenomenul pentru diferite cazuri particulare.

A. Singewald (R.F.G.) *Flotaţia schimbătorilor de ioni.* Dr. A. Singewald a ajuns la studierea flotaţiei răşinilor schimbătoare de ioni de la necesitatea preparării sărurilor de potasiu printr-un procedeu mai eficace decît cele cunoscute. În raportul său, după ce prezintă o serie de date de ordin general asupra schimbului ionic pe răşini, autorul comunică rezultatele experienţelor sale asupra flotabilităţii schimbătorilor cationici cu ajutorul unor amine primare sau secundare sau a unei sări de amoniu cuaternar. Un schimbător de ioni, conform rezultatelor obţinute, poate fi flotat cu ajutorul săpunurilor acizilor graşi, a unui sulfonat sau sulfat organic (colectori anionici).

Spre deosebire de aceste cazuri de flotaţie directă, autorul prezintă posibilitatea flotării ioniţilor prin activare; un ion este fixat în prealabil pe suprafaţa răşinii care apoi poate fi flotată cu ajutorul unui colector adecvat. În acest fel un schimbător de cationi poate fi flotat cu ajutorul oleatului de sodiu, după ce în prealabil a fost încărcat cu ionii unor metale grele, ca de exemplu Cu^{++}, Pb^{++}, Hg^{++}, Sn^{++}. În mod analog un anionit încărcat iniţial cu contraionul Cl^{-} activat cu ajutorul unei baze, poate fi flotat cu o amină. În memoriu este studiată influenţa diferiţilor factori asupra flotabilităţii răşinilor schimbătoare de ioni, arătîndu-se în particular cu *p*H-ul optim poate avea valori diferite pentru cele trei procese distincte: activarea, adsorbţia colectorului şi flotaţia.

H. S. Tomlinson şi M. G. Fleming (Anglia) *Studiul cineticii flotaţiei.* Autorii au reluat această problemă folosind procedee de cercetare foarte precise. În acest scop ei au folosit minerale pure de granulaţie bine stabilite şi au controlat cu precizie, într-o celulă de laborator volumul de aer şi dimensiunile bulelor de aer. Autorii examinează etapele succesive de antrenare a unei granule minerale în concentrat: coliziunea între granula de mineral şi bula de aer, adeziunea granulei la suprafaţa bulei, difuzarea agregatului bulă-granulă pînă la suprafaţă şi trecerea granulei în spumă fără a recădea înapoi în celulă. În memoriu sînt examinate trei tipuri de flotaţie:

— flotaţia liberă în exces de bule de aer;

— flotaţia inhibată în prezenţa unui exces de granule cînd bulele sînt saturate;

— flotaţia de tranziţie, intermediară între cele două cazuri precedente.

Autorii arată că în condiţiile flotaţiei libere, viteza de flotare a unei fracţiuni granulometrice date dintr-un mineral unic este dată de ecuaţia:

$$\frac{dn}{dt} = K_1 (n_0 - n) \quad \text{sau prin integrare:} \quad \log \frac{1}{1 - R} = K_1 t$$

unde n_0 este numărul de granule în unitatea de volum la timp $t = 0$, iar n același număr la timpul t, $R = \frac{n}{n_0}$ extracția cumulativă.

Deși autorii n-au discutat decît în mod foarte sumar concluziile practice ale acestor studii, se pare totuși că viteza de flotație și recuperarea în mineral flotat cresc o dată cu creșterea aerației tulburelii și din contră, creșterea selectivității procesului de flotație de pildă la reflotare, poate fi atinsă printr-o reducere a aerației tulburelii.

T. Imaizumi și T. Inoue (Japonia) *Considerații cinetice privind flotația cu spumă.* În referat se dezbat aspecte teoretice privind mecanismul flotației și în special viteza de flotație, care este legată de cantitatea de material care se flotează printr-o ecuație diferențială. Autorii discută integrarea acestei ecuații în diferite cazuri particulare.

Secția a IX-a. Practica flotației

N. Arbiter și J. Steininger (S.U.A.) *Hidrodinamica celulelor de flotație.* Examinînd celula de flotație ca pe o turbină consumatoare de energie, fără a ține cont de rezultatele flotației, autorii caută să exprime eficacitatea ei într-o expresie matematică.

M. Y. Farh și L. A. Fayad (R. Arabă Unită) *Activarea cu oxalat în flotația nisipurilor cu monazită, cu ajutorul sulfonaților grei.* Se prezintă un interesant raport asupra activării cu oxalat în timpul flotației nisipurilor conținînd monazită în care se descrie tehnica folosită și rezultatele obținute pentru prepararea nisipurilor din Valea Nilului.

Folosind colectori cationici, aminele: FB Amina 22, Armac C, Armac T, s-a dovedit că ele nu sînt selective. Rezultatele mai bune s-au obținut cu Armac T în prezența acizilor sulfuric și clorhidric, dar la consumuri ridicate de reactivi. Flotînd preconcentrate cu 50% monazită cu ajutorul clorhidratului de trilaurilamină s-au obținut după cîteva reflotări, concentrate cu 85% monazită.

Dintre colectorii anionici au fost studiați carboxilații (săruri ale acizilor grași) și sulfonați. Rezultatele optime pentru acidul oleic și reactivul Cyanamid 710 au fost obținute la diluții mari și la $pH = 10 — 10{,}5$, cînd, cu ajutorul reactivului Cyanamid 710 s-a obținut un concentrat cu 92% monazită după o singură operație. Sulfonații s-au dovedit a fi mai selectivi decît carboxilații. Sulfonații grei, policiclici (R 231) sînt de preferat celor ușori care permit, în funcție de consumuri, obținerea unor concentrate cu 85 și 99% monazită.

A fost pusă la punct o metodă originală de activare a monazitei cu ajutorul oxalatului, cînd în prezența unui colector sulfonic s-au obținut concentrate cu 91% monazită pentru o extracție de 99,9%. Activarea cu ajutorul oxalatului necesită un control minuțios: un exces de oxalat reduce concentrația monazitei în produsul finit. Activarea cu ajutorul acidului oxalic și folosirea derivaților sulfonici ca agenți colectori permite obținerea printr-o singură flotare a unor concentrate cu 91% monazită pornind de la un preconcentrat inițial cu 50% monazită, în timp ce supunînd același preconcentrat unei separări magnetice se obține un concentrat cu 89% monazită după 25 de prelucrări.

M. Clement și F. Klassel (R.F.G.) *Flotarea și hidrociclonarea baritei din reziduurile flotației sulfurilor la instalația din Rammelsberg.* În urma unor lucrări de cercetare efectuate în mod detaliat autorii au reușit să separe din reziduurile flotației sulfurilor conținînd 21% $BaSO_4$, un concentrat de barită cu 93—95% $BaSO_4$. Fluxul tehnologic aplicat industrial constă din flotarea reziduurilor cu acid oleic și rezanol (2/1) cînd se obține un concentrat de 93—95% $BaSO_4$ la extracții de 85%. Întrucît conținutul de fier depășește normele stabilite ($>1\%$), pentru îndepărtarea piritei se folosește o hidrociclonare care duce la reducerea conținutului de fier în produsul finit, dar și la o pierdere de 15% $BaSO_4$.

V. Quai și M. Billi (Italia) *Rezultate obținute în tratarea minereurilor oxidate de zinc din minele societății AMMI.* Comunicarea se referă la flotația minereurilor oxidate de plumb și zinc din Sardinia. Autorii au demonstrat că în acest scop laurilamina este reactivul colector cel mai eficace și că aminele de proveniență vegetală duc la rezultate mai bune decît cele de origine animală. Amina este dizolvată în ulei de pin și petrol apoi emulsionată în apă, procedeul permițînd obținerea unor spume selective. Emulsionarea reactivilor permite reducerea consumului de amină pînă la 60—100 g/t.

Pentru o flotație selectivă este necesar să se mențină o concentrație de cca. 3,5 g/l Na_2S la $pH = 12$. Încercările de a înlocui sulfura cu carbonat de sodiu sau sodă caustică s-au dovedit ineficace. Dintre toți reactivii încercați, doar bicromatul are o acțiune depresantă pentru gangă în ciclul de reflotare. În general deșlamarea este necesară pentru obținerea unor rezultate satisfăcătoare.

Prin introducerea procedeului cu amine în flotația minereurilor de la Agruxau, randamentul de extracție al smitsonitei a crescut de la 32 la 60% (consumurile de reactivi fiind: amină 115 g/t, ulei de pin 15 g/t, petrol 10 g/t, Na_2S 4 660 g/t, Na_2SiO_3 3 550 g/t, iar introducerea aminelor la flotația de la Massua a permis mărirea randamentului la blendă la 92,5%, iar la smitsonită la 65,2%.

D. N. Moir, D. N. Collins, H. C. Curwen, R. M. Manser (Anglia) *Concentrarea beriliului din minereurile pegmatitice.* În referat s-au prezentat rezultatele unor investigații asupra posibilității flotării minereurilor sărace de beril, cu obținerea de concentrate cu 10% BeO, folosind drept reactivi petrol sulfonat sau acid oleic.

R. L. Noblitt (Canada) *Dezvoltarea unui procedeu de concentrare a piroclorului din uzina Oka.* Autorul a prezentat rezultatele obținute pentru punerea în valoare a unui zăcămînt cu conținut de 0,25% Nb_2O_5.

În urma cercetărilor se va constitui o instalație cu o capacitate de 450 t/zi minereu brut.

Mineralizația fiind extrem de complexă, cercetările au îmbrățișat o serie întreagă de procedee de preparare dintre care cel mai eficace s-a dovedit a fi flotația mineralelor niobifere (piroclorul și perovskitul) cu un amestec de amine și diamine (Amina 220 și Duomeen T) și cu un spumant tip sulfonat denumit Ultrawets.

Procedeul de flotație este extrem de complex, necesitînd o serie întreagă de măsuri dintre care enumerăm pe cele mai principale:

— prepararea amestecului de reactivi la cald cu emulsionarea lui în apă caldă;

— flotarea în mediu de bicarbonat de amoniu care depresează unele minerale;

— controlul riguros al aerației tulburelii;

— condiționarea concentratului niobifer cu clorură de calciu și îndepărtarea piritei din minereu cu ajutorul unei flotații suplimentare;

— retratarea concentratului niobifer de la flotație, pe mase de concentrare.

Înaintea flotației piroclorului se procedează la prelucrarea prin separarea magnetică a minereului, în vederea înlăturării elementelor magnetice (magnetită, ilmenit, pirotină etc.).

În acest fel sterilul nu mai conține decît cîteva sutimi de procent de Nb_2O_5.

Secția a X-a. Control și automatizare

W. Lucy, T. G. Fulmor (S.U.A.) *Dozarea cuprului din tulbureala uzinei de preparare Anaconda, cu ajutorul fluorescenței razelor X.* Se descrie instalația de dozarea automată a cuprului în diversele puncte ale procesului de preparare. După prelevarea tulburelii de analizat, ea este iradiată cu raze X care sînt apoi analizate cu ajutorul unui cristal de lithiu și detectate cu tuburi cu kripton. Aparatul de detecție este conceput pentru a da indicații proporționale cu intensitatea radiațiilor cuprului iradiat din minereu. Întrucît gradul de diluție a tulburelii influențează înregistrările, se procedează la o corecție automată, care se face electronic măsurîndu-se continuu densitatea tulburelii.

Precizia analizelor obținute cu acest aparat este satisfăcătoare. Sistemul permite în afara controlului imediat și continuu al mersului procesului de preparare și posibilitatea efectuării unor încercări rapide de ameliorare a procesului prin introducere de noi reactivi, schimbarea condițiilor de lucru etc.

A. Kalmîkov, S. I. Polkin și G. A. Khan (U.R.S.S.) *Determinarea cu ajutorul radioizotopilor a conținuturilor cîtorva metale din produsele prelucrării minereurilor.* Metoda prin fluorescența razelor X descrisă de cercetătorii americani este promițătoare în domeniul analizei rapide sau automate; totuși ea prezintă o serie de inconveniente în aplicare, datorate complexității, prețului de cost ridicat al aparatajului folosit etc.

Autorii au studiat trei metode fizice care folosesc reacțiile nucleare și necesită un echipament mai ieftin și mai puțin periculos decît procedeul cu raze X. Cele trei metode sînt :

a. Retrodifuzia radiației β

Precizia metodei este cu atît mai ridicată cu cît numerele atomice ale elementelor prezente sînt mai diferite. De aceea această metodă a fost studiată pentru minereurile de plumb și tungsten care dau radiații β retrodifuze de 12, respectiv 10 ori mai puternice decît cele ale aluminiului. Utilizînd și filtre absorbante, se pot admite în Pb analizat, conținuturi de Zn, Cu și Fe care pot atinge 12, 16 și respectiv 20%.

Încercările făcute, într-o instalație care prelucrează un minereu complex, au indicat o precizie de 1,5% absolut, pentru conținuturi în Pb variind între 26 și 48%.

Această metodă se pare că nu se poate aplica decît la produse relativ bogate, adică concentrate sau produse intermediare.

b. Excitația selectivă a radiației caracteristice

Metoda se poate folosi la dozarea plumbului din mireul brut sau steril, utilizînd excitația selectivă a radiației caracteristice a metalului, cu ajutorul razelor γ moi sau a razelor X.

c. Absorbția radiației γ difuze

Metoda permite să se determine conținuturile în Pb ale suprascurgerii îngroșătoarelor și a filtratelor din filtretele cu vid, la concentrații superioare lui 1—3 miligrame la litru.

Studiile ce se efectuează în prezent, permit să se întrevadă posibilitățile aplicării metodelor de mai sus la o serie de metale, altele decît plumbul și tungstenul.

A. I. Lyfield (Anglia) *Aparatajul de control și automatizare în prepararea minereurilor.* Se descrie aparatajul de control și automatizare folosit în prepararea minereurilor. Întrucît costul reactivilor reprezintă un procent însemnat din prețul de cost total al flotației, controlul și automatizarea distribuției și adăugării reactivilor au o mare însemnătate economică. Autorul descrie aparatura modernă adecvată acestui scop.

În concluzie autorul arată că controlul automat este justificat atunci cînd el nu se poate face manual, de pildă în industria energiei nucleare, sau cînd acesta permite să se reducă prețul de cost. Astfel autorul preconizează o economie de 5% asupra costului reactivilor și de 20% asupra manoperei la aplicarea procedeelor de automatizare în uzinele de preparare.

C. V. Blumkin, E. L. Kritski, M. F. Lokonov și N. K. Nikolski (U.R.S.S.) *Cîteva aspecte ale automatizării în uzinele de concentrare a minereurilor.* Se descriu în primul rînd măsurile de protecție în circuitele de sfărîmare la trecerea unor piese metalice în alimentarea cu minereu. La circuitele de măcinare se discută posibilitățile de variere a debitului de minereu alimentat în funcție de caracteristicile de măcinare a minereului pentru a evita schimbările cantitative și calitative ale produsului măcinat.

Metodele se bazează pe zgomotul produs de procesul de măcinare în moară sau pe măsurarea automată a sarcinii circulatorii a morilor. Se descriu, de asemenea, și metodele de înregistrare și reglare automată a densității tulburelii din suprascurgerea clasoarelor. Aplicarea tuturor metodelor descrise mai sus, permite o creștere a capacității de măcinare cu 5—10% și reducerea personalului de supraveghere cu 30—40%.

La flotație se discută metodele de distribuție automată a reactivilor în funcție de debitul și conținutul în solid al tulburelii de flotat. Pentru reactivii regulatori ai *p*H-ului, se controlează alimentarea în funcție de *p*H-ul tulburelii.

Experiența cîștigată în controlul și reglarea automată în uzinele sovietice a arătat că încă de pe acum este posibil de a se mări capacitatea instalațiilor cu 10—15%, a se mări productivitatea personalului de exploatare cu 25—50% și a se micșora prețul de cost cu 3—5%. Cheltuielile datorate acestor perfecționări s-ar amortiza în 2—3 ani.

C. Piedboeuf și F. Suys (Belgia) *Comanda și controlul centralizat într-o nouă uzină hidrometalurgică din Katanga.* Se descrie uzina de la Luilu, care produce 100 000 t cupru și 3 500—4 000 t cobalt anual prin metode hidrometalurgice pornind de la concentrate flotate.

Complexitatea procesului tehnologic și multitudinea elementelor de urmărit au impus un control centralizat al întregului flux tehnologic. Se descrie aparatura folosită.

În concluzie autorii arată că deși echipamentul necesitat de stația centrală de control-comandă automată (dispecer) a costat circa 4% din costul total a uzinei, el dă satisfacție și a dus la reducerea investițiilor datorită simplificărilor care au fost posibile. În afară de aceasta, randamentele sînt superioare acelora din uzinele clasice, iar consumurile de reactivi, inferioare.

Al III-lea Congres internațional minier

Cu șase ani în urmă, la inițiativa unor oameni de știință și specialiști din industria minieră din mai multe țări, a luat ființă Comitetul internațional de organizare al congreselor internaționale miniere. În acest comitet sînt reprezentate 15 țări, printre care și țara noastră.

Scopul congreselor internaționale miniere, precizat de comitetul de organizare, este de a contribui la promovarea în industria minieră a țărilor participante, îmbunătățirea organizării proceselor de producție, creșterea productivității și a gradului de securitate a muncii, concomitent cu ușurarea efortului fizic al muncitorilor. Comitetul internațional a adoptat hotărîrea ca aceste congrese să se organizeze din doi în doi ani.

După congresele de la Budapesta (1959) și Praga (1961), cel de-al III-lea Congres internațional minier și-a desfășurat lucrările în perioada 15—21 septembrie a. c. la Salzburg-Austria avînd ca temă : **Știința și tehnica în serviciul securității muncii în industria minieră.**

Lucrările Congresului au fost deschise într-un cadru festiv, de către președintele R. F Austria, dr. Adolf

Schorf. Participanţii la Congres au fost salutaţi de vice-cancelarul R. F. Austria şi de persoane oficiale din landul şi oraşul Salzburg.

La lucrările Congresului au participat peste 400 de delegaţi din 20 de ţări. Republica Populară Romînă a fost reprezentată de 5 delegaţi.

Printre participanţii la Congres puteau fi întîlniţi oameni de ştiinţă cu renume, cercetători şi specialişti din institute de învăţămînt sau de cercetări ştiinţifice, atît din domeniul de activitate minier cît şi din cel medico-sanitar. Participarea specialiştilor în medicină industrială şi igiena muncii, alături de specialiştii în tehnica minieră, oglindeşte preocupări comune şi dorinţa de colaborare între ingineri şi medici pentru rezolvarea unui ansamblu de probleme tehnico-sanitare, generate de grija faţă de muncitorii minieri şi condiţiile de muncă ale acestora. Probleme ca preîntîmpinarea îmbolnăvirilor profesionale, prevenirea accidentelor, uşurarea efortului fizic în muncă, redarea în cîmpul muncii a celor accidentaţi etc. constituie obiectivele de cercetare şi colaborare între ingineri şi medici în vederea găsirii căilor optime de rezolvare.

Numărul mare de referate prezentate (42), importanţa şi caracterul variat al temelor dezbătute, soluţiile tehnice noi puse în discuţie, cît şi orientările de viitor în problemele de bază ale securităţii muncii în industria minieră din lumea întreagă, fac ca cel de al III-lea Congres internaţional minier să fie calificat ca o importantă manifestare ştiinţifico-tehnică internaţională. Atît dezbaterile cît şi intervenţiile făcute pe marginea referatelor prezentate au scos în evidenţă progresele realizate în preîntîmpinarea accidentelor miniere, în semnalarea din timp a cauzelor care le generează şi posibilitatea de prevenire a lor. În acest sens, au fost prezentate numeroase referate care, făcînd bilanţul cauzelor principale generatoare de accidente de muncă, au indicat soluţii tehnice privind controlul stabilităţii rocilor, prevenirea surpărilor, influenţa modului de tăiere a rocii şi a secţiunii galeriilor de mină asupra securităţii muncii şi altele. Au fost prezentate scheme interesante, dispozitive şi aparate automate pentru determinarea de la distanţă a conţinutului de metan în minele de cărbuni, pentru întreruperea curentului electric în cabluri la defectarea izolaţiei acestora, precum şi alte măsuri tehnice cu ajutorul cărora pot fi prevenite accidentele de muncă şi înlăturate posibilităţile de producere a catastrofelor miniere datorită exploziilor de gaz metan şi de praf de cărbune.

Delegaţia romînă a adus aportul său la lucrările Congresului, prin prezentarea următoarelor referate:

— *Orientări în cercetarea influenţei factorilor psihofizici în muncă* — prof. dr. Mihai Maurer;

— *Materialul propagandistic de tehnica securităţii — mijloc eficace de reducere a accidentelor în industria minieră* — ing. Marian Angelescu.

Ambele referate au fost ascultate cu interes şi apreciate de participanţii la Congres.

În încheiere se poate spune că obiectivul propus de Congres — de a concentra atenţia oamenilor de ştiinţă şi a specialiştilor de înalt nivel din mai multe ţări asupra problemelor importante ale securităţii muncii în minerit şi de a provoca un schimb de păreri şi de puncte de vedere asupra acestor probleme, contribuind prin aceasta la îmbunătăţirea condiţiilor de securitate a muncii minerilor din lumea întreagă — a fost pe deplin atins.

Comitetul de organizare a stabilit că cel de-al IV-lea Congres internaţional minier se va ţine în perioada 11—17 iulie 1965, la Londra, avînd ca temă:

„Metode moderne în industria minieră"

(Cercetările, dezvoltarea şi practica actuală în domeniul tehnologiei, economiei şi al metodelor de organizare a minelor).

* * *

DOCUMENTARE

Dimitriev, R. N. **40 215 tone pe lună, cu ajutorul combinei URAL—2 M la mina nr. 27 de la Combinatul Vorkutugol.** Ugol, nr. 10, 1963, p. 12—14, 3 figuri.

Se arată rezultatele comparative ale folosirii în aceleaşi condiţii geologice-miniere a două combine URAL—2 M şi LGD—2. Se prezintă situaţia minei şi fronturile de abataj, precum şi graficul organizării ciclice a muncii. Se dau indicii tehnico-economici realizaţi.

Este scoasă în evidenţă superioritatea extragerii cu braţ scurt faţă de cea cu braţ lung deoarece productivitatea muncii creşte cu circa 30%, producţia creşte cu circa 136%, iar preţul de cost scade cu circa 10%.

Petrenko, E. V. şi Surkov, A. G. **Eficienţa rambleierii totale în stratele cu înclinare mare din Donbas.** Ugol, nr. 10, 1963, p. 14—16, 3 tabele

Se analizează condiţiile de exploatare a unor strate de 0,5—2,5 m şi înclinare mare din Donbas, arătînd că rambleierea totală a întîmpinat unele greutăţi cu privire la crearea condiţiilor de rambleiere cu vagonete de capacitate mărită de 2,2 m^3. Totuşi, rambleierea totală a permis exploatarea stratelor cu roci înconjurătoare nestabile, mărindu-se producţia din sector cu 38,7%, iar din abataje cu 48,1%. Totodată în toate sectoarele a scăzut preţul de cost pe tona extrasă cu 14,1%.

Se remarcă că folosirea rambleierii totale a redus cheltuielile de întreţinere a galeriilor de transport şi de aeraj.

Trofimov, V. P. **Stabilirea cheltuielilor şi cercetarea influenţei factorilor principali asupra costului de întreţinere a lucrărilor miniere în condiţiile minelor de la zăcămîntul Volînsk.** Ugol, nr. 10, 1963, p. 28—31, 7 figuri şi 1 tabelă

Se examinează întreţinerea lucrărilor miniere de la minele zăcămîntului Volînsk.

Avînd în vedere că pe de o parte, stratele de cărbune se află la adîncimi mai mari şi sînt la distanţe mici între ele, iar pe de altă parte, rocile înconjurătoare prezintă o instabilitate, se dă o atenţie deosebită lucrărilor de întreţinere.

S-au cercetat 190 de lucrări ale trustului Novovoliskugol, concentrînd datele obţinute după o anumită metodologie, ţinîndu-se semă de lungimea lucrărilor, grosimea stratului, felul armăturii, suprafaţa secţiunii transversale şi procedeul de protecţie a lucrărilor.

Se arată variaţia cheltuielilor în funcţie de lungimea lucrărilor, de pilierii de protecţie etc.

Se redau cheltuielile anuale medii pentru întreţinerea unui metru de galerie în funcţie de felul protecţiei lucrărilor.

Venter, J. şi Stasser, P. **Captarea şi utilizarea gazului metan din zăcămintele de cărbuni.** Annales des mines de Belgique nr. 4, 1963, p 439—446.

Se face o trecere în revistă a metodelor noi de captare a gazului metan din zăcămintele de cărbuni. Se arată care sînt caracteristicile tehnice ale metodei de captare prin forarea unei reţele de sonde în zăcămînt, făcîndu-se consideraţii asupra adîncimii sondelor, debitului maxim de gaze, captării unui amestec de gaze cu conţinut ridicat de metan şi asupra controlului captării gazelor prin această metodă. Se indică de asemenea sub forma unei tabele rezultatul unui recensămînt statistic din 1948 pînă în 1960 asupra cantităţilor de gaze captate şi valorificate în unele ţări producătoare de huilă din Europa Occidentală. La finele articolului se redă o bogată bibliografie relativ la problemele captării şi utilizării gazelor din zăcămintele de cărbuni.

Metcalf, B. L. şi Adcock, N. J. **Aplicarea electronicii în minerit.** Mine Engineering, nr. 27, 1962/1963, p. 268—298.

Electronica îşi găseşte aplicare în cele mai diverse domenii ale mineritului. Se descriu astfel aparatele electronice folosite la comanda maşinilor de extracţie, la măsurarea nivelului în silozuri, la analiza cărbunilor, aparate de televiziune pentru supravegherea la distanţă a proceselor de producţie, aparate acustice pentru detectarea metanului, telecomanda maşinilor în abataj. Alte aplicaţii ale electronicii în minerit se referă la dispozitivele de comandă electrohidraulice ale stîlpilor metalici de susţinere şi altele. Se face o trecere în revistă asupra stadiului actual al cadrelor păşitoare cu deplasare automată. În articol se dau de asemenea şi unele noţiuni de electronică şi de tehnică a telecomenzii.

Duyse van H. **Adîncirea unui puţ orb. Forajul unei găuri de mare diametru, cu o sondeză Salzgitter.** Bulletin Technique-Mines nr. 89, 1962.

Într-una din exploatările miniere din Franţa în decursul adîncirii unui puţ orb de 68 metri adîncime, evacuarea debleului s-a realizat printr-un foraj de 1 m, diametru executat cu o instalaţie Salzgitter. Forajul a fost executat cu viteze de 1—8 cm/min singura dificultate semnalată fiind prinderea la 45 m a sculei tăietoare, în formaţiuni şiştoase, moi.

Concepută la început pentru foraje în săruri de potasiu, în prezent circa 12 instalaţii Salzgitter (avînd fiecare o putere instalată de 15,5 kW) sînt utilizate la săparea suitorilor, puţurilor de transport şi de aeraj, pînă la 230 m, adîncime. Randamentele de foraj sînt mai bune în formaţiuni moi: cărbuni, argile, şisturi (pînă la 20 cm/min), dar recent s-a executat un foraj (Ø = 1 m) şi într-un zăcămînt de fier, obţinîndu-se în limonite şi carbonaţi de fier .avansări de 10—25 cm/min. În prezent cu aceste instalaţii se realizează anual 2 000—3 000 m foraj.

Hugh G. Jarman. **Mai multe utilizări ale aluminiului în minerit.** The Mining Magazine, vol. 108, nr. 2, 1963.

În industria minieră a Canadei, aluminiul şi aliajele sale au o răspîndire din ce în ce mai mare. Prezintă marele avantaj al unei greutăţi reduse şi în consecinţă al unui transport şi al unei manevrări uşoare, pe lîngă un preţ de cost redus. Un alt avantaj rezidă în rezistenţa aluminiului faţă de aproape toţi factorii corosivi din mină. Foarte răspîndit în forajul subteran, în construcţii de turle portabile se fabrică şi prăjini de foraj din aluminiu (Alcan 75 ST-6), precum şi lăzi pentru colectarea probelor. În minerit se construiesc în prezent vagoneţi, colivii, schipuri, rezervoare, conducte de apă şi de aeraj, cărucioare şi numeroase unelte din aluminiu şi aliajele sale. Recent acest material avantajos înlocuieşte cofrajele de betonare din lemn sau alte metale şi este folosit şi în susţineri, construindu-se şi ancore din aluminiu.

Dura Károly. **O nouă tehnologie a forajelor de congelare.** Bányászati Lapok, nr. 5, 1963.

La minele de lignit de la Visonta (R.P.U.) s-a ridicat problema adîncirii (la 60 m) prin congelare, a unui puţ de transport, care urma să traverseze strate neconsolidate de nisipuri, nămoluri nisipoase, argile nisipoase etc.

Forajele de congelare (total 1400 m) s-au executat cu instalaţii ZIF 300, amplasate la o distanţă de 1,10 m, între ele şi distribuite cîte 20 pe o circomferinţă de 4 m. Pentru forajul propriu-zis s-au utilizat carotiere duble de 6 m, scula tăietoare fiind formată dintr-o coroană insertată cu aliaje dure în interiorul căreia a fost montată o sapă cruce. Peste carotierele de 145 mm s-au montat prăjini grele, prăjinile de foraj fiind de $2^3/_2''$. S-a lucrat cu turaţie minimă ($n = 102$) şi cu un noroi format din humă, cu adaos de bentonită activată. Forajele duse la 65 m au fost tubate pe primii 10 m cu coloane de 159/149 mm. Controlul verticalităţii s-a făcut cu un fotoinclinometru, devierile maxime fiind de 2°. Lucrînd cu 2 instalaţii situate la 180° una de alta, s-a atins un randament de 20 m/lună, timpul de sapă-fund a fost de 46% din timpul total, iar timpul productiv, inclusiv mutările, de 92%.

Kokornîi, P. I., Tarasov, B. G., Orehovschii, A. A. şi Burţev, A. I. **Caracteristica comparativă a metodelor de exploatare a stratelor groase şi de grosime medie cu înclinare mare, după factorul de securitate.** Ugol, nr. 10, 1963, p. 48—52, 2 tabele, 1 diagramă.

Se examinează metodele de exploatare folosite în raionul Prokopievsk-Kiselevsk (Kuzbas), determinînd în funcţie de nivelul producţiei, modul de dirijare a coperişului (prin prăbuşire sau rambleiere) şi viteza de înaintare, indicii de securitate ai metodelor respective.

Se arată că scopul articolului este de a stabili care dintre metodele de exploatare sînt mai de perspectivă din punctul de vedere al securităţii şi productivităţii muncii.

În concluzie se arată că mărirea securităţii şi a productivităţii muncii poate fi realizată prin ridicarea vitezei de înaintare a abatajelor, subliniindu-se rolul tehnicii în crearea condiţiilor de securitate şi trasîndu-se direcţia de perfecţionare a metodelor de extragere subterană.

Se ajunge la concluzia că metoda de exploatare în camere cu prăbuşire este cea mai puţin periculoasă, iar metoda cu front lung cu felii înclinate transversale şi prăbuşire are cel mai mare grad de periculozitate.

Olevskaia, I. V. **Folosirea dispozitivului electronic logic pentru înregistrarea în sistemul de control al preparaţiei.** Gornii jurnal, nr. 10, 1963, p. 12—13, 2 figuri, 1 tabelă.

Se descrie folosirea dispozitivului electronic de înregistrare ELRU-2 M la o uzină de preparare.

Acest dispozitiv are destinaţia de a îndeplini următoarele funcţii: centralizarea culegerii de informaţii, comparația valorilor măsurate în limitele date cu semnalizare optică și acustică în caz de deviere de la parametrii admiși, reglarea prin trei poziții după principiul „norma depășită", „norma", „sub normă".

Se expune schema de funcționare a dispozitivului.

Se indică uzinele care folosesc asemenea dispozitive cu rezultate bune.

Pe lîngă avantajele tehnico-economice s-a realizat economie la spațiul util pentru producție, aparatura nouă fiind mult mai simplă și mai compactă.

Korșunov, A. P. **Calculul capacității unei instalații de transport hidraulic.** Gornîi jurnal, nr. 10, 1963, p. 36—39, 3 figuri.

Autorul se ocupă în articol de problema simplificării regimurilor de lucru a instalațiilor de hidrotransport și crearea sistemelor respective de reglare automatizată.

În încheiere se prezintă un exemplu de calcul

Aptenkar, P. A. și Krohnii, V. P. **Săparea rapidă a puțului cu amenajarea paralelă.** Șahtnoie stroitelstvo, nr. 10, 1963, p. 20—23, 5 figuri.

Se descrie metoda de săpare a puțului cu diametrul de 7 m cu amenajare simultană a acestuia, la mina nr. 35 bis din bazinul Karaganda. Se arată măsurile care au permis executarea simultană a fazelor de săpare și amenajare, reducînd astfel termenul de predare a puțului în exploatare.

Pentru acest scop s-a construit o platformă specială cu dispozitive de autoînțepenire în puț, permițînd în felul acesta mutarea ei la fiecare 3 m cu ușurință și cu pierderi minime de timp pentru executarea lucrărilor.

Kassura, K. G. **Săparea puțului prin metoda coborîrii nivelului de apă.** Șahtnoie stroitelstvo, nr. 10, 1963, p. 24—30, 3 figuri.

Se descrie săparea puțului la zăcămîntul de bauxită din Uralul de nord (SUBR), mina Kapitalnaia, prin metoda coborîrii nivelului de apă.

Condițiile hidrogeologice la acest zăcămînt sînt foarte complicate din cauza prezenței rocilor carstice. Debitele de apă variază între 100 și 1 000 m^3/h. S-a încercat metoda de asecare prealabilă a calcarelor carstice prin așa-zisul procedeu „pășitor". Sondele se forau în etape, avînd în centrul puțului o sondă centrală, care degajă frontul de lucru de apa afluentă.

Costul unui metru de puț săpat, fără a ține seama de pomparea apelor, este de 4 356 ruble.

Nichitin, I. I. și Kliacin, V. V. **Consumul de energie într-un hidrociclon la clasificarea minereului piritos.** Țvetnîe metalli, nr. 9, 1963, p. 16—21.

Se determină consumul de energie potențială și cinetică necesar pentru clasificarea și învingerea rezistențelor și forțelor de frecare.

* * * **Îmbunătățirea aerului de mină cu ajutorul mijloacelor chimice de compactizare.** Schlägel und Eisen, nr. 7, 1963, p. 422—424.

Încercările cu spuma de Vretan, ca mijloc de compactizare, s-au făcut în decursul anului 1962 la minele din S.U.A. Încercări similare au fost făcute în R.F.G. în mai 1963. Prin stropirea cu un amestec de diizocianat și smoală polieterică pe suprafața supusă compactizării se produce spuma, volumul acesteia întrecînd de 30 de ori volumul inițial al lichidului.

Spuma se întărește în decurs de o secundă, se lipește în mod trainic de roci, cărbune, lemn, beton, ziduri din cărămidă, de paravane de pînză etc.

Pentru stropire se folosește un dispozitiv pe cărucior, care funcționează cu presiunea aerului comprimat de 4,5 at.

Productivitatea de stropire este de 1,7 m^2/min.

Stabilitatea stratului format prin stropire este de opt luni.

Această metodă de compactizare dă rezultate bune și pentru izolare, la eliminarea pierderilor de aer, la protecția pieselor metalice contra coroziunii etc.

Pșenicinîi, A. A. și Tihonov, N. N. **290,5 metri de puț, gata pe lună.** Ugol Ucrainî, nr. 10, 1963, p. 2—5

Se descrie folosirea complexului KS-IM 6,2 pentru săparea la mina nr. 29, Trustul Rutcenkovugol, a unui puț cu diametrul de 6,4.

O serie de utilaje ca mașina de extracție, compresoare etc., precum și clădirile respective, sînt cu caracter constant. În ceea ce privește utilajul propriu-zis de săpare este de menționat cofrajul alunecător de 4,6 m, căruciorul-platformă mobil, deplasabil pe verticală și pe periferia puțului, cu dispozitivul de încărcare (graifere), platforme de săpare și celelalte dispozitive pentru săparea puțului și executarea betonării prin țevi de 150 mm.

Avantajul pe care îl prezintă acest complex constă în faptul că prin poziția sa laterală căruciorul-platformă asigură utilizarea mai bună a spațiului, creînd condiții favorabile pentru executarea tuturor operațiilor de săpare și betonare a puțului.

Folosirea acestui complex permite înaintarea frontului de săpare și betonare de 10 m/24 h. În felul acesta s-a obținut o viteză de săpare a puțului de 290,5 m/lună.

Skoliarenko, N. S. **32 753 tone cărbune pe lună, cu combina K-52 M.** Ugol Ucrainî, nr. 10, 1963, p. 8—9, 2 figuri

Se descriu realizările obținute cu combina K-52 M la extragerea stratului de cărbune de grosime de 1,4—1,5 m, cu înclinare de 0—3°, din bazinul Lvovsk-Volînsk.

Condițiile geologice, caracterizate printr-un cărbune de tărie mijlocie avînd în coperiș șist argilos de stabilitate medie, iar în culcuș șist nisipos cu emanații puternice de metan, prezintă un ansamblu destul de dificil.

Totuși, prin mărirea vitezei de înaintare a mașinii, repartizarea rațională a muncitorilor și organizarea unei munci intensive, s-a obținut o mărire a producției de la 24 666 t/lună realizat cu combina Donbas-1K la 32 753 t/lună realizat cu K-52 M.

Susținerea a fost asigurată prin stîlpi hidraulici GS-3 M și grinzi IVDU-I. Pentru dirijarea coperișului prin prăbușire totală s-au folosit tumbele OKU-0,4.

Productivitatea realizată a fost de 22,5 t/post, prețul de cost 2,17 ruble/tonă.

Bassier, F. K. și Göbel, P. **Susținerea în abataj cu stîlpi metalici cu zăvor hidraulic.** Glückauf, nr. 16, iulie, 1963, p. 865—871

Succesele obținute cu stîlpi hidraulici individuali cu portanță uniformă, în comparație cu modul neuniform de preluare a sarcinilor a celor mai multe tipuri de stîlpi cu fricțiune, au făcut să se treacă la proiectarea și fabricarea unui nou tip de stîlp, care reprezintă o perfecționare a stîlpului cu fricțiune, avînd avantajele stîlpului hidraulic, însă fără să aibă și dezavantajele acestuia în ceea ce privește cheltuielile mari pentru punerea în funcțiune. Acest nou tip de stîlp este un stîlp metalic avînd o brățară de strîngere și un zăvor cu acționare hidraulică a cărui construcție, precum și mod de înțepenire și de răpire, sînt descrise în amănunțime de către autori. Prin strîngerea hidraulică a brățării se obține o portanță nominală aproape uniformă a tuturor stîlpilor la menținerea constantă a presiunii exercitate de pompă, ceea ce reprezintă un avantaj esențial față de stîlpii cu brățară obișnuiți. Pentru ilustrarea avantajelor noului tip de stîlp se descriu rezultatele obținute cu această susținere în patru abataje care arată că noul tip de stîlp — în comparație cu tipurile vechi — reprezintă o perfecționare esențială.

Börger, H. **Aerajul prin difuziune.** Bergbauwissenschaften, nr. 10, aprilie, 1963, p. 84—87.

După cum s-a constatat în practică, pătrunderea aerului proaspăt se face de multe ori fără dificultate chiar în lucrările miniere care nu se află în curentul principal de aeraj și nu sînt prevăzute cu ventilație parțială. Acest proces este numit în mod obișnuit aeraj prin difuziune. Luînd în considerare o serie de exemple practice și aplicînd ecuațiile de difuziune, care sînt ecuații diferențiale parțiale ce corespund ca structură cu ecuațiile transportului căldurii, autorul ajunge la următoarele concluzii:

Difuziunea poate juca un anumit rol în subteran la diluarea gazelor de mare concentrație. Acest proces însă nu are nici un efect în ceea ce privește schimbul de aer proaspăt în front. Schimbul de aer în front se efectuează mai repede ca un efect al schimbului de căldură care are loc în mod constant între aer și rocă.

Ginnochio, A. **Prepararea minereurilor fosfatice.** Aufbereitungstechnik, nr. 4, mai, 1963, p. 219—223

Autorul deosebește mai multe moduri principale de preparare și anume:

1 — clasarea care, în cazul fosfaților, poate furniza direct concentrate și anume prin ciuruire, ciclonare sau deșlamare;

2 — prepararea gravimetrică, prin ciclonare sau separare gravimetrică lichidă;

3 — prepararea prin flotație;

4 — prepararea electrostatică;

5 — prepararea magnetică pentru micșorarea conținutului de Fe_2O_3 și Al_2O_3 sub limita admisibilă de 2,5%;

6 — prăjirea și concentrarea după prăjire, în primul rînd pentru minereurile al căror conținut de P_2O_5 este sub cerințele industriei;

7 — diferite metode chimice care sînt încă în fază de cercetare;

8 — metode auxiliare, ca uscarea și filtrarea.

Pentru unele din metodele de mai sus se descriu și instalațiile de preparare corespunzătoare.

Schenk, G. W. **Separarea centrifugală în lichide grele a cărbunelui fin greu flotabil.** Aufbereitungstechnik, nr. 4, aprilie, 1963, p. 164—171

După ce arată care sînt efectele dăunătoare ale conținutului de sulf, în special pentru cărbunele cocsificabil, autorul descrie metoda de preparare a cărbunilor de granulație fină cu conținut bogat de sulf, folosită în special în U.R.S.S. — separare centrifugală în lichide grele.

Principiul acestei metode îl constituie utilizarea proprietăților de separare a lichidelor grele pure și mărirea efectului gravitațional prin adăugarea forței centrifuge. Autorul descrie separatorul centrifugal în care se introduce amestecul de cărbune și de lichid greu (soluție pură). După sortare se produce o primă separare a concentratului de cărbune din lichid într-o centrifugă. Într-o altă centrifugă de spălare, produsele preparării se eliberează definitiv de resturile de lichid greu. Limpezirea lichidului greu, care se scurge din centrifuge, se face într-o presă de filtrare, automată.

Față de avantajele care le prezintă separarea centrifugală în lichide grele, dezavantajul principal îl reprezintă costul ridicat al preparării, cît și al investițiilor.

Hausmann, A. **Etanșarea pereților digurilor sau galeriilor prin pulverizarea unei soluții de latex.** Annales des mines de Belgique, nr. 5, mai, 1963, p. 571—577

Se descriu două noi procedee puse la punct pentru a se realiza o etanșare perfectă a pereților digurilor sau galeriilor în lupta contra incendiilor și focurilor de mină. Ambele procedee, dintre care unul este cehoslovac și unul englez, constau în proiectarea unei soluții de latex pe pereți, soluție care se polimerizează și se solidifică într-un strat continuu, elastic care aderă perfect la perete (cu condiția ca acesta să nu fie prea prăfuit sau umed) și îl face etanș la gaze. Comparînd ambele procedee se ajunge la concluzia că ele sînt echivalente din toate punctele de vedere. Încercările comparative efectuate s-au referit la timpul necesar pentru acoperirea completă a suprafeței digului, cantitatea de latex folosită, etanșeitatea obținută, timpul de întărire, aderența la pereții din cărămidă refractară, prețul de cost și ușurința de utilizare.

Se arată avantajele și aplicațiile acestei metode de etanșare.

De Conick, L. **Efectele inhalării aerului cu conținut de bioxid de carbon asupra organismului omului.** Annales des mines de Belgique, nr. 5, mai, 1963, p. 578—583

Sursele de CO_2 în mină sînt foarte numeroase, acesta provenind din focuri, incendii, lucrări de pușcare, locomotive Diesel etc. Detectarea bioxidului de carbon se face cu ajutorul lămpii de siguranță, a tuburilor colorimetrice, a analizatorilor chimici sau a aparatelor folosind substanțe absorbante. În ceea ce privește toxicitatea aerului viciat cu CO_2 aceasta este proporțională cu conținutul de CO_2 precum și cu timpul de ședere în atmosfera viciată a muncitorului. Se indică durata admisibilă de ședere în atmosfera viciată în funcție de procentul de bioxid de carbon.

Dacă aerul care conține CO și CO_2 are mai mult de 17% oxigen, nu mai este indispensabilă purtarea aparatului de respirație cu circuit închis. În anumite condiții se permite folosirea filtrelor de CO, însă în acest caz trebuie să se limiteze durata șederii și lucrului în atmosfera viciată.

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT

◆

REVISTA MINELOR

ANUL XV **Nr. 1** **IANUARIE 1964**

СОДЕРЖАНИЕ

Ницеску, Т. *Системы разработки, применяемые на руднике Гелар* Описываются высокопроизводительные системы разработки применяемые на железном руднике Гелар, и вносятся предложения для их улучшения.

Лэпушка, А. *Достижения в области экономии потребления леса на руднике Барза.* Описываются достижения полученные на руднике Барза в результате ряда мероприятий по замене и экономии крепежного леса.

Лецу Н., Поборан В., Хириан К. и Фаур, Елвира. *Изучение крепления, выбор оптимальных сечений нарезных выработок для пласта № 3 а также для тонких пластов бассейна Валя Жиулуй* Даются результаты исследований распределения напряжений вокруг горных выработок, путем применения фотоэластометрии и непосредственных измерений, определяя таким образом для условий угольного бассейна Валя Жиулуй оптимальные формы сечения выработок и соответствующие им напряжения в окружающих горных породах.

Габриан, В. *К вопросу экономичности механизации погрузки при проходке горных выработок.*

Думитреску Дойна и Паскалиде Г. *Пенообразователи при обогащении руд флотационным способом.* Рассматривается общая характеристика веществ применяемых для производства ненообразователей, а также физические методы для оценки их качества — исследования предпринятые в целях синтеза и производства в стране новых типов пенообразователей.

Киву, К. *Геологическая и тектоническая характеристика северо-восточной части района Гладна Ромынэ, горы Пояна- Рускэ.*

ИНФОРМАЦИИ

ДОКУМЕНТАЦИЯ

INHALT

Nițescu, T. *Kritische Betrachtung der beim Abbau der Erzkörper bei der Grube Ghelar angewandten Gewinnungsmethoden.* Es wird die beim Abbau des Erzkörpers der Grube Ghelar in Anwendung befindliche Gewinnungsmethode beschrieben und auf Grund der bisherigen Ergebnisse Verbesserungen vorgeschlagen.

Lăpușcă, A. *Ergebnisse der Verminderung des Holzverbrauches bei den Erzgruben der Gruppe Barza.* Der Aufsatz beschreibt die beim Grubenbetrieb Barza erzielten praktischen Ergebnisse der den Ersatz des Grubenholzes bezweckenden Massnahmen.

Leţu, N., Poboran, V., Hirian, C. und Faur Elvira. *Studie bezüglich des Grubenausbaues. Bestimmung der günstigsten Querschnittsflächen, der Form des Profiles der Vorrichtungsbaue im Flöz III. und der Kopfstrecken in den dünnen Flözen des Jiu-Thaler Bergbaureviers.* Es werden die Verteilung der in den Grubenräumen auftretenden Spannungen auf Grund der photoelastometrischen Methode und der unmittelbar untertage angestellten Versuche untersucht, sowie auch die für die Verhältnisse des Jiu-Thales hinsichtlich der Stabilität der Grubenräume geeignetesten Streckenprofile ermittelt.

Gabrian, V. *Einige wirtschaftliche Gesichtspunkte bezüglich der Mechanisierung der Wegfüllarbeit beim Streckenvortrieb.*

Dumitrescu Doina und Pascalide Gh. *Schäumende Flotationsmittel der Erzaufbereitung.* Im Aufsatz werden die allgemeinen Merkmale der als Schäumer verwendeten tensioaktiven Substanzen, die zwecks Qualitätsbestimmung dieser Schäumer verwendeten physikalischen Methoden, sowie auch die hinsichtlich der Synthese und Verwendung neuer Schäumertypen im Inlande angestellten Versuche beschrieben.

Chivu, C. *Geologische und tektonische Betrachtungen bezüglich des das nordwestliche Poïana Rusca-Gebirge und Gladna Romînă umfassenden Gebietes.*

NACHRICHTEN

DOKUMENTIERUNG

SOMMAIRE

Nițescu, T. *L'étude critique des méthodes d'exploitation à la mine de Ghelar.* L'auteur décrit les nouvelles méthodes à haute productivité appliquées à l'exploitation du minerai de fer dans le gisement de Ghelar, avancant certaines propositions concernant leur amélioration à la suite des résultats obtenus jusqu'à présent.

Lăpușcă, A. *Résultats acquis concernant la réduction de la consommation du bois dans les mines à minerais non-ferreux du groupe de Barza.* Sont présentés les résultats pratiquement obtenus aux mines de Barza, comme suite à l'action de substitution du bois de mine par d'autres matériaux d'étayage.

Letu, N., Poboran, V., Hirian, C. et Faur Elvira: *L'étude du soutènement, le choix des sections optimales et de la forme des profils dans les avant-tailles de la couche III et dans les voies de tête des veines minces, aux charbonnages de Valea Jiului* Dans l'ouvrage on examine la distribution des tensions autour des travaux miniers par application de la méthode photoélastomètrique, ainsi que par des recherches directes entreprises au fond, en vue d'établir dans les conditions du bassin charbonnier de Valea Jiului, les sections et les profils appropriés qui assurent la stabilité de ces travaux.

Gabrian, V. *Certains aspects économiques sur la mécanisation du chargement à l'avancement des galeries de mine.*

Dumitrescu Doina et Pascalide, Gh. *Réactifs écumants dans la préparation des minerais par flottation.* Sont présentés les traits caractéristiques des substances tensioactives utilisées comme écumants dans la flottation des minerais, les méthodes physiques appliquées pour déterminer leurs qualités, ainsi que les recherches entreprises pour l'obtention par synthèse et pour l'application pratique de nouveaux types d'écumants dans la R.P.R.

Chivu, C. *Considérations géologiques et tectoniques sur la région de Gladna Romînă au nord-ouest des montagnes de Poiana Ruscă.*

INFORMATIONS

DOCUMENTATION

CONTENTS

Nițescu, T. *Critical study regarding the mining methods applied at Ghelar mine.* The author describes the new mining methods of great productivity applied at the mining exploitation Ghelar as well as suggestions of their improvement, based on the results obtained.

Lăpușcă, A. *Results obtained in the reduction of wood consumption at the non-ferrous ore mines of the „Barza" group.* The practical results obtained at the mining exploitation Barza, by measures meaned to replace mine wood timbering, are set forth.

Letu, N., Poboran, V., Hirian, C. and Faur, Elvira. *The study of the timbering, the choice of the most advantageous section and of the profile shape, of the preliminary workings of seam III and of the top drifts of the thin seams, in the Jiu-Valley mines.* The article treats the strain distribution around the mining works, using the photoelastometrical method, as well as direct underground experimentation, determining thus, in the particular mining conditions of the Jiu-Valley basin, the adequate shape of the profiles, in order to assure the stability of mining works.

Gabrian, V. *Some economical aspects concerning the mechanization of the loading in the drifting of mining galleries.*

Dumitrescu, Doina and Pascalide, Gh. *The foaming agents in ore dressing through flotation.* The general characteristics of tensoactive substances used as foaming agents, the physical methods of their qualitative determination, researches concerning their synthesis, as well as the introduction of some new types of foaming agents in our country, are analysed in this article.

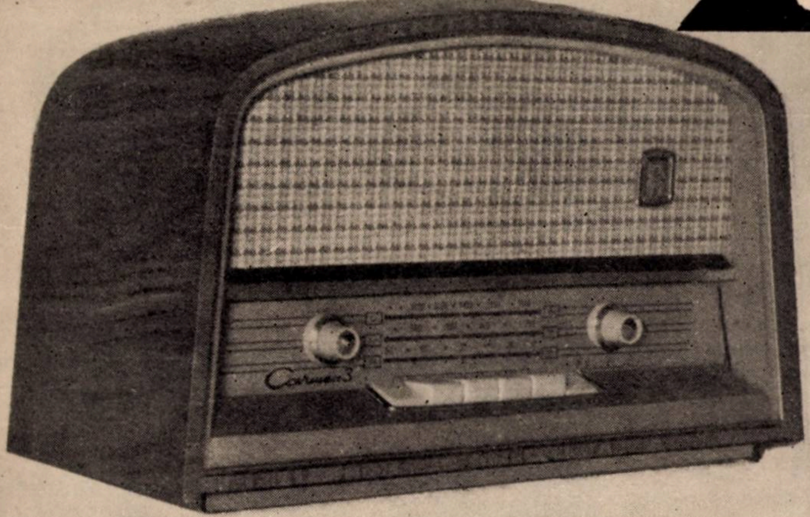
Chivu, C. *Geological and tectonical considerations in the Gladna Romînă region of the north-western mountains of Poiana Ruscă.*

INFORMATION

DOCUMENTATION

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT
1963

CARMEN 3



RADIORECEPTOR cu:

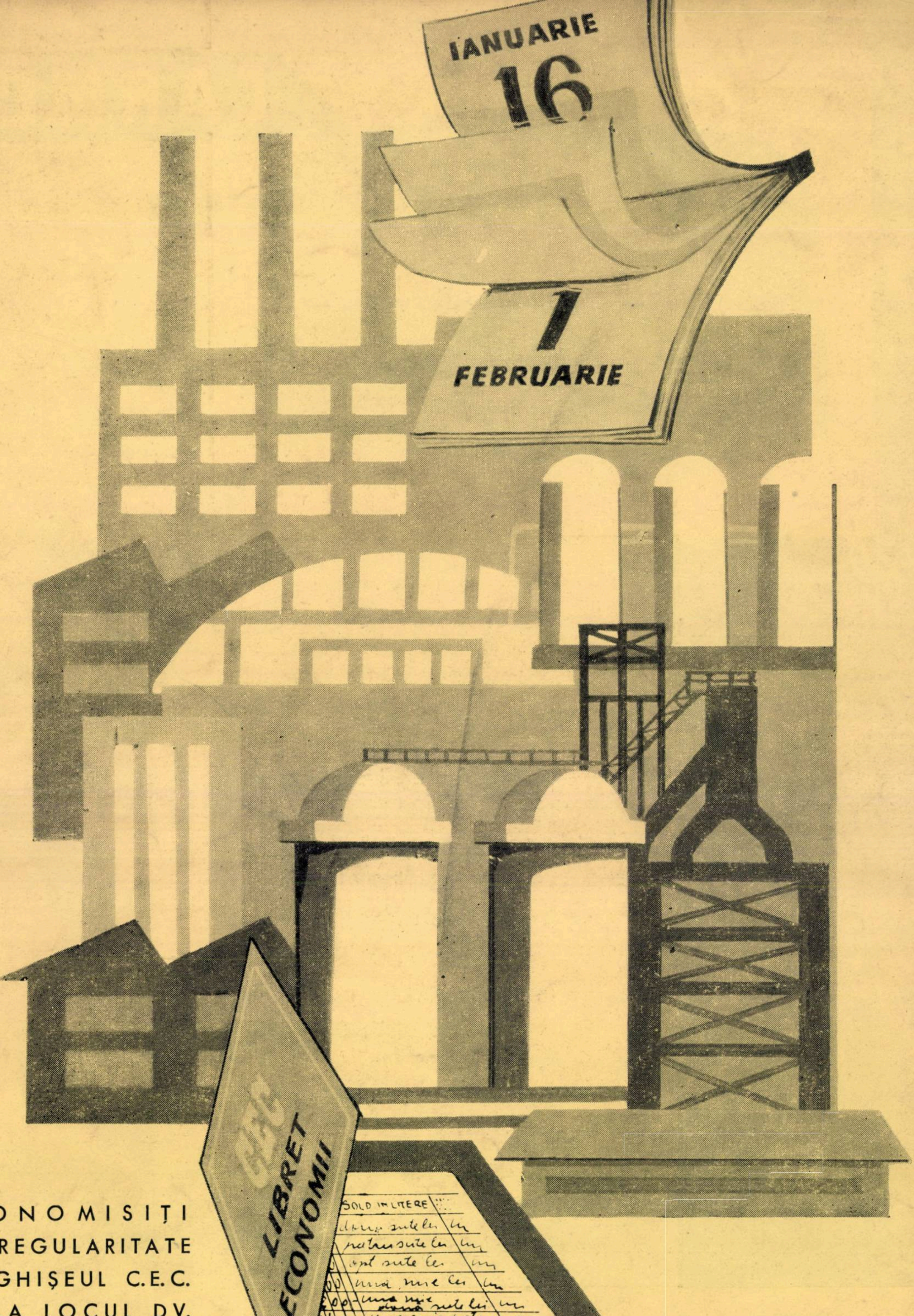
- schimbător de lungimi de unde sistem claviatură
- receptor de tip superheterodină cu 3 + 2 tuburi electronice
- 3 game de unde: UL, UM, US
- indicator optic de acord
- difuzor eliptic de 1 VA
- tensiuni de alimentare: 110 V, 120 V, şi 220 V
- dimensiuni: 375 × 220 × 174 mm
- greutate: 5 kg,

Cumpăraţi radioreceptoarele

PRODUSE DE UZINELE

Electronica

B


IANUARIE
16
1
FEBRUARIE
CEC
LIBRET ECONOMII
SOLD IN LITERE

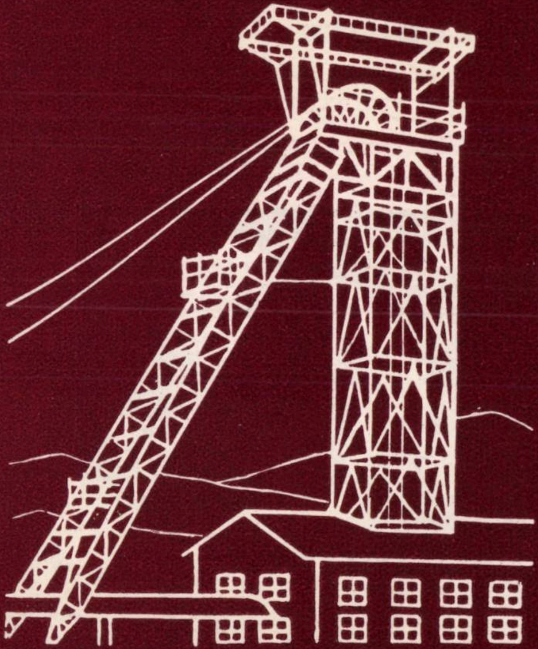
ECONOMISIȚI
CU REGULARITATE
LA GHIȘEUL C.E.C.
DE LA LOCUL DV.
DE MUNCĂ

43.413 Întreprinderea Poligrafică „Informaţia" str. Brezoianu 23—25 — București, c. 5104 Lei 5

E1433

REVISTA MINELOR

VOLUMUL XV NUMĂRUL 2 PAGINA 43 — 104



2

BUCUREŞTI FEBRUARIE 1964

TRUSTUL MINIER CLUJ

produce

PENTRU TURNĂTORIILE DE FONTĂ, OȚEL ȘI BRONZ

- — Nisipuri naturale de turnătorie
- — Nisipuri spălate și clasate
- — Bentonită liant pentru forme

Bentonită brută de valea Chioarului

Bentonită măcinată, liant pentru forme de turnătorie

- — Caolinuri selecționate
- — Feldspat pentru ceramică fină
- — Feldspat pentru glazuri

PENTRU INDUSTRIA ELECTROCERAM
ȘI A PORȚELANURILOR FINE

Feldspat pentru Ceramică fină—Exploatarea Muntele Rece

Feldspat pentru glazuri de Muntele Rece

E1433

TRUSTUL MINIER „ARDEALUL"

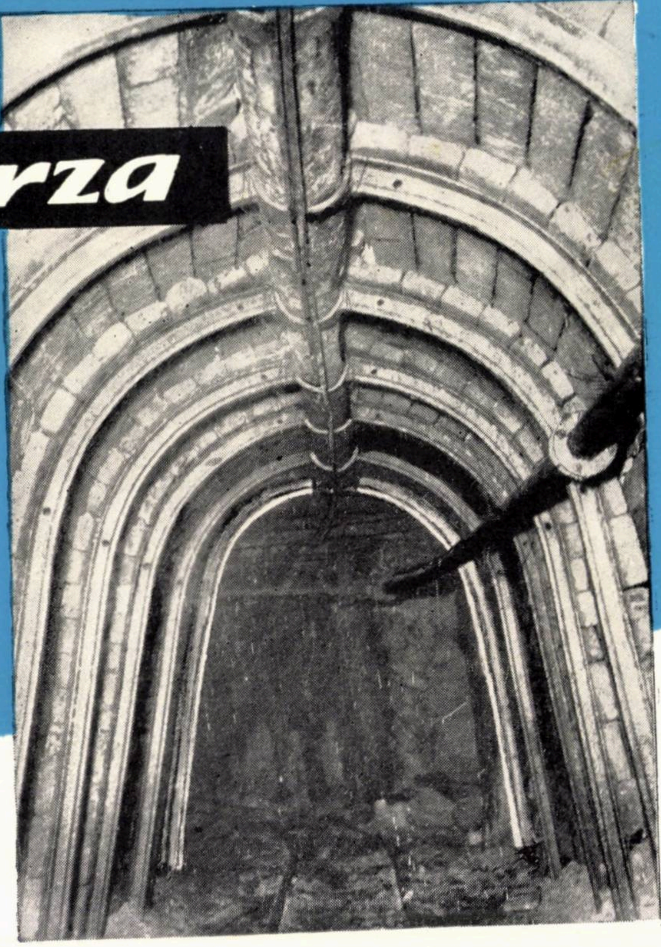
ORADEA
STR. V. ALECSANDRI Nr. 2

E.M. Voivozi : Complex industrial

PRODUCE

LIGNIT, CĂRBUNE BRUN
ARGILĂ REFRACTARĂ, BAUXITĂ
BITUM NATURAL, NISIP BITUMINOS
ULEIURI POLARE

E.M. Barza



GALERIE SUSŢINUTĂ ÎN CADRE METALICE BANDAJATĂ CU PREFABRICATE DIN BETON ARMAT

M.M.E.E.

TRUSTUL AURULUI BRAD

Revista **MINELOR**

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ȘI ENERGIEI
ELECTRICE ȘI AL CONSILIULUI NAȚIONAL
AL INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR

Anul XV **Nr. 2** **Februarie 1964**

REDACȚIA: BUC., Str. SF. ION NOU 33, Tel.: 21.26.03

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT
1963

CUPRINS

Pagina

NAIDIN, A. și VARNA, A. **Rezultatele cercetărilor geologice în regiunea Maramureș** . . . . 49—55

ANTON, P. **Impușcarea cu amestecuri explozive simple** . . . . 46—61

ȘANDRU, L., RADULESCU, L., STĂTULESCU, I. și SOLOMONOVICI I. **Aspecte noi în domeniul cercetării presiunii rocilor în minele de lignit.** . . . . . 62—73

POBORAN, V., GONTEANU ZOE și MATEI, I. **Dimensionarea treptelor de haldă** interioară la I. M. Rovinari. . . . . 73—79

DIACONU, I. **Automatizarea uzinelor de preparare mecanică a substanțelor minerale utile** . . . . 80—87

DARABONT, ALEX., ACHIM, ST. și PĂTRU, CR. **Un nou tip de perforator rapid cu distribuția prin piston.** . . . 87—91

PĂSĂRIN, C. **Folosirea rațională a excavatoarelor SE-3 în cazul transportului cu autobasculante** . . . . 91—94

ISAC MARIA și CIRIC, D. **Tismana, un nou zăcămînt de lignit exploatabil în carieră** . . . . 94—97

CRONICĂ

DAMASCHIN GH. Din istoria mineritului **rominesc** . . . . 98—102

DOCUMENTARE

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. LUBENESCU D., Laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil ; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct · ing. ANTON P. ; ing. BALTAREȚU R. ; conf. ing. BUZATU C. ; candidat în științe prof. ing. COVACI ȘT. ; economist ENACHE M. ; ing. FOLEA I. ; prof. dr. ing. HUBER PANU membru corespondent al Academiei R.P.R., prof. dr. IANOVICI V. membru corespondent al Academiei R.P.R., Laureat al Premiului de Stat ; ing. KISS A. ; ing. ROMAN P. ; ing. ȘERBAN A. ; prof. ing. VANCI GH., candidat în științe ing. VLAD P.

REVISTA MINELOR

ANUL XV Nr. 2 FEBRUARIE 1964

СОДЕРЖАНИЕ

Найдин А. и Варна А. *Результаты геолого-разведочных работ в районе Марамуреш.*

Рассматриваются результаты геолого-разведочных работ в горнорудном районе Марамуреш в первые три года шестилетки. Отмечается значительный прирост запасов руд цветных металлов за указанный период и предлагаются мероприятия по дальнейшему развитию геолого-разведочных работ в этом районе с целью выявления новых месторождений:

Антон, *П. Применение взрывчатых веществ простейшего состава* (I).

Шандру Л., Рэдулеску Л., Стэтулеску И., Соломонович И. К *вопросу исследования горного давления на лигнитовых шахтах.*

Отмечается важность замеров горного давления в очистных забоях, излагается методика исследований применяемая институтом ИЧЕМИН при измерении горного давления в экспериментальных очистных забоях на одной из лигнитовых шахт. Представляются полученные результаты и дается их интерпретация с целью улучшения паспорта крепления очистных забоев.

Поборан В., Гонтяну Зое и Матей И. *Определение размеров уступов на карьере Ровинарь.*

В статье излагается определение уступов на карьере № 1 Ровинарь на основании лабораторных исследований просачивания воды через поры отвального материала и через породы почвы месторождения.

Диакону И. *Автоматизация установок для механического обогащения полезных ископаемых.*

Описываются зарубежные и отечественные достижения в области автоматизации обогатительных установок и применяемые схемы автоматизации. Приводятся показатели автоматизации и способ определения ее экономической эффективности.

Дарабонт А., Аким С. и Пэтру Кр. *Новый тип быстроударного перфоратора с поршневым распределением воздуха.*

Рассматривается серия модернизированных конструкций перфораторов и излагаются конструктивные принципы нового типа ударного перфоратора, спроектированного авторами.

Пэсэрин К. *Рациональное использование экскаваторов СЭ-3 при применении автомобильного карьерного транспорта.*

Исак Мария и Кырык Д. *Тисмана, новое месторождение лигнита и возможности его открытой разработки.*

ХРОНИКА

Из истории горного дела в Румынии.

Дамаскин Г. *Графит района Бая де Фьер и развитие горнодобывающей деятельности в этом районе за последние 100 лет.*

ДОКУМЕНТАЦИЯ

INHALT

Naidin, A. und Varna, A.: *Die Ergebnisse der geologischen Forschung im Maramureş Gebiet.*

Im Aufsatz werden die in den ersten drei Jahren des Sechsjahresplanes erzielten und seitens des geologisch-bergmännischen Sektors im Maramureş-Gebiet durchgeführten Schürfarbeiten untersucht, woraus hervorgeht, dass in dieser Periode die materielle Grundlage an nutzbaren Mineralien gegenüber dem Jahre 1959 bedeutend angestiegen ist. Im Schlussteil des Aufsatzes werden die für dieses Gebiet festzulegenden Richtlinien der zwecks Auffindung neuer Lagerstätten auszuführenden Schürfarbeiten untersucht.

Anton, P.: *Das Schiessen mit einfachen Sprengstoff Mischungen* (I).

Şandru, L., Rădulescu, L., Stătulescu, I. und Solomonovici, I.: *Neue Gesichtspunkte hinsichtlich der Erforschung des Gebirgsdruckes in Lignitgruben.*

Es wird die Bedeutung der Gebirgsdruckmessungen in Abbauen hervorgehoben und die bei diesen Messungen seitens des Forschungsinstitutes ICEMIN in Versuchsabbauen angewandte Methodologie, die dabei erzielten Ergebnisse und deren Auswertung zwecks Vervollkommnung des Ausbaues in den Abbauen beschrieben.

Poboran, V., Gonteanu Zoe und Matei, I.: *Bemessung der Sohlenabstände bei den Innenkippen der Tagbaue des Grubenbetriebes Rovinari.*

Im Aufsatz wird die Bemessung der Sohlenabstände der Innenkippe des Tagbaues nr. 1 — Rovinari, auf Grund von Laboratoriumsuntersuchungen und des Verhaltens des Wassers in den Poren der Kippenberge, sowie im Liegendgestein der Largestätte beschrieben.

Diaconu, I.: *Automatisierung der mechanischen Aufbereitungsanlagen für nutzbare Mineralien.*

Der Aufsatz behandelt das Problem der Automatisierung mechanischer Aufbereitungsanlagen für nutzbare Mineralien und beschreibt auf Grund angewandter Automatisierungsschemen und einschlägiger Kennzifern die diesbezüglich im Auslande und in der Rumänischen Volksrepublik erzielten Ergebnisse. Desgleichen wird die Art der Bestimmung der Wirtschaftlichkeit dieses Verfahrens angegeben.

Darabonţ, Al., Achim, St. und Pătru, C.: *Eine neue Schnellbohrhammertype mit Kolbensteuerung.*

Es wird eine Reihe neuzeitlicher Bohrhammertypen untersucht und die grundsätzlichen Merkmale eines seitens des Verfassers entworfenen Schlagbohrhammers beschrieben.

Păsărin, C.: *Rationelle Verwendung des Baggers SE-3 in Verbindung mit Kipplastkraftwagen.*

Isac, Maria und Cîrîc, D.: *Tismana, eine neue im Tagbau gewinnbare Largestätte.*

CHRONIK

Aus der Geschichte des rumänischen Bergbaues.

Damaschin, Gh.: *Das Graphitvorkommen im Gebiet von Baia de Fier und die dessen Auffindung, Erschürfung und Verwertung in den letzten hundert Jahren erfolgten Unternehmungen.*

DOKUMENTIERUNG

Rezultatele cercetărilor geologice în regiunea Maramureş*

Geol. A. Naidin şi ing. A. Varna

Realizarea sarcinilor celui de-al III-lea Congres al P.M.R. privind îndeplinirea şi depăşirea ritmică a prevederilor planurilor de stat constituie preocuparea principală şi permanentă a oamenilor muncii din R.P.R.

Construirea socialismului în ţara noastră impune cercetărilor geologice descoperirea de noi zăcăminte care să asigure baza de materii prime pentru industria noastră socialistă în plină dezvoltare.

Planul de şase ani (1960—1965) prevede o creştere a producţiei de minereuri neferoase de circa 3,5 ori, iar pentru producţia de minereuri aurifere — de circa 3 ori.

Regiunea Maramureş, pe teritoriul căreia se găsesc importante zăcăminte metalifere, contribuie în proporţie de circa 65% la realizarea producţiei totale de minereuri neferoase şi cu circa 30% la realizarea producţiei de minereuri aurifere.

Făcîndu-se o analiză detaliată a situaţiei rezervelor puse în evidenţă în regiunea Maramureş în perioada 1960—1962, rezultă următoarele creşteri procentuale faţă de anul de bază (1959) şi comparativ cu prevederile şesenalului:

— pentru categoriile $A+B+C$ — 283%, faţă de 273% prevăzut pe şase ani;

— pentru categoria C_2 — 375%, faţă de 118%.

Creşterea volumului de rezerve, exprimată în procente, este redată în figura 1.

Din datele prezentate rezultă că prevederile planului de şase ani privind creşterea volumului de rezerve de minereu pentru regiunea Maramureş au fost realizate şi depăşite încă din primii trei ani ai şesenalului.

I. REZULTATE MAI IMPORTANTE

Printre rezultatele geologice care au contribuit într-o largă măsură la dezvoltarea bazei materiale a zăcămintelor metalifere din regiunea Maramureş menţionăm:

1. Identificarea filoanelor polimetalice din grupul nordic al minei 9 Mai—Nistru

În zona nordică a minei 9 Mai au fost descoperite prin continuarea transversalei nord mai multe filoane, dintre care patru sînt mai importante (III, V, VI şi IX).

La nivelele cunoscute pînă în prezent, mineralizaţia este cantonată în andezite piroxenice de Ilba, intens transformate hidrotermal în apropierea contactului cu filoanele. În cadrul structurii 9 Mai, se presupune existenţa unui aparat vulcanic complex (fig. 2) care a activat în timpul sarmaţianului mediu şi superior.

În dealul Pripor, andezitele apar în stare proaspătă, fapt care a creat tendinţa de a încadra aceste roci în faza a III-a de erupţie. Cercetările recente, efectuate în zona sudică a perime-

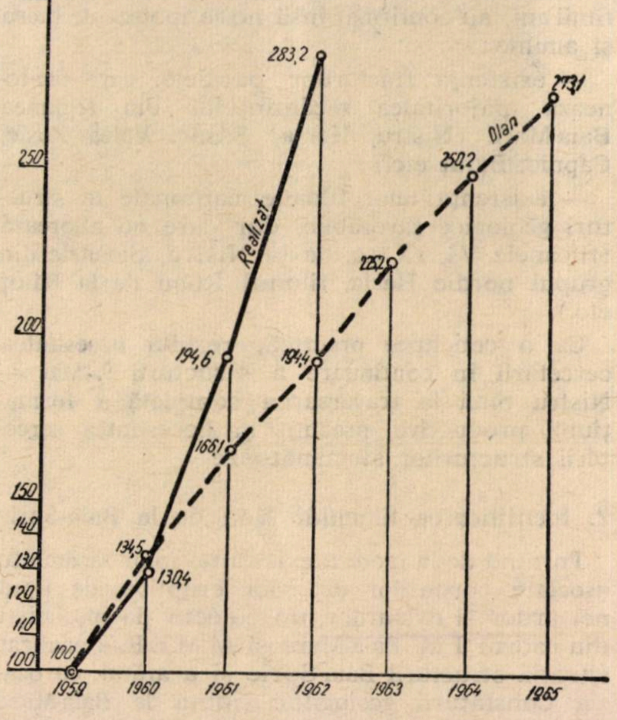


Fig. 1. Creşterile de rezerve de minereuri în regiunea Maramureş faţă de planul şesenal.

---

* Comunicare prezentată la consfătuirea geologilor ţinută la Baia-Mare în perioada 10—12.VI.1963. Se supune discuţiei.

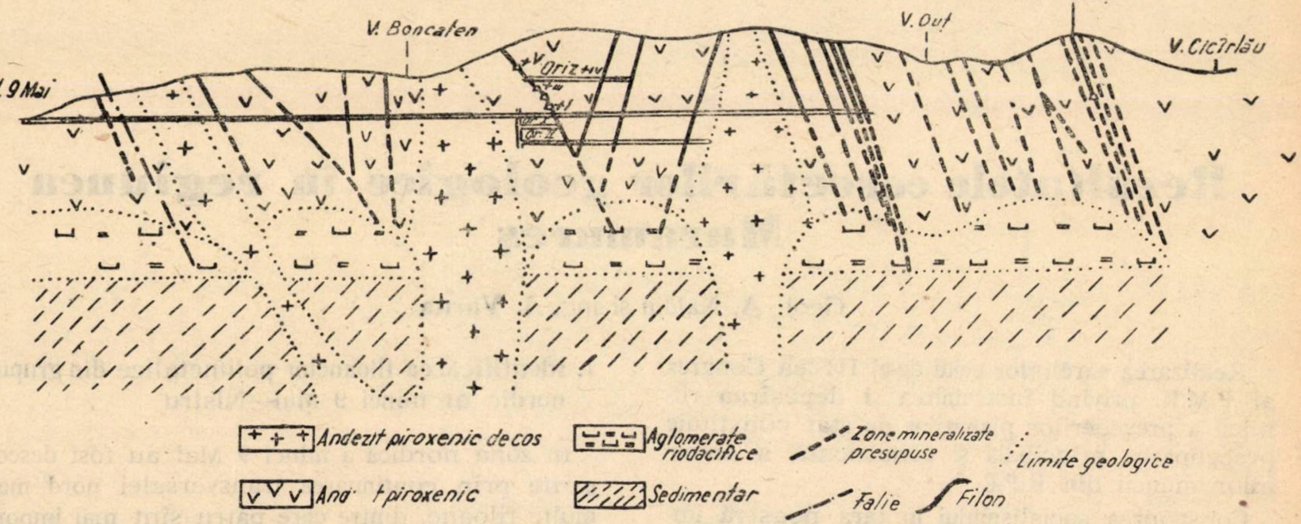

Vrf. Nucuț
V. Boncaten
V. Ouț
V. Cicîrlău
Gal. 9 Mai
Oriz. IV
Andezit piroxenic de coș
Aglomerate riodacitice
Zone mineralizate presupuse
Limite geologice
And. piroxenic
Sedimentar
Falie
Filon

Fig. 2. Profil geologic ipotetic prin zăcămîntul 9 Mai-Nistru.

trului Nistru, au pus în evidență roci asemănătoare (cariera Nistru) situate sub sedimentele pliocene, precizîndu-le astfel vîrsta sarmațiană.

Descoperirea acestor mineralizații are pe lîngă valoarea lor economică și un interes științific, fiind considerate de diverși cercetători ca un exemplu de filoane ascunse. Aflorimentele reduse ca extindere și conținutul scăzut în elemente valorificabile, în zona de oxidație superficială a unora dintre filoanele din mina 9 Mai, nu au dus în trecut la ideea existenței unor mineralizații importante în adîncime.

Lucrările miniere subterane, executate în ultimii ani, au confirmat însă noile ipoteze de lucru și anume :

— existența fracturilor paralele, care cantonează majoritatea zăcămintelor din regiunea Baia-Mare (Nistru, Herja, Săsar, Valea Roșie, Capnic, Băiuț etc.) ;

— existența unor filoane cantonate în structuri geologice favorabile, dar care nu aflorează (filoanele VI, IX ș.a. de la Nistru, filoanele din grupul nordic Herja, filonul Robu de la Băiuț etc.).

Ca o concluzie practică, rezultă necesitatea cercetării în continuare a structurii 9 Mai — Nistru pînă la traversarea completă a formațiunii productive, precum și necesitatea cercetării structurilor asemănătoare.

2. Identificarea filonului Nou de la Baia-Sprie

Pornind de la ipoteza existenței unor zăcăminte asociate corpurilor de roci eruptive, de tipul nek-urilor și dyk-urilor, un colectiv de specialiști din cadrul T.M. Baia-Mare și M.M.E.E. a analizat situația structurii Baia-Sprie și a arătat, cu ocazia Consfăturii geologilor ținută la Baia-Mare în anul 1962, necesitatea cercetării zonelor adiacente zăcămîntului, prin executarea unor transversale de referință spre nord și sud de filonul Principal.

Într-adevăr, lucrările de cercetare executate pînă în prezent la nivelul orizonturilor XI, XII, XIII și XIV au dovedit existența unui filon important, situat în apropierea contactului sudic al coșului andezitic cu rocile sedimentare (fig. 3).

Mineralizația filonului Nou la nivelele deschise are un caracter polimetalic-complex, asemănătoare zonei cu mineralizație complexă a filonului Principal și pare să prezinte o importanță economică prin parametrii cantitativi și calitativi cunoscuți pînă în prezent.

Identificarea filonului Nou de la Baia-Sprie duce la o altă concluzie practică importantă,

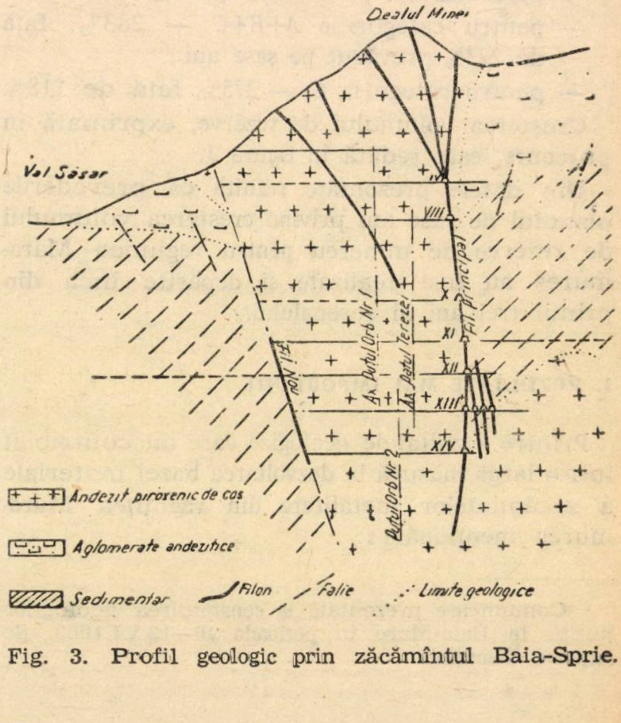

Dealul Minei
Val Săsar
VIII
XI
XII
XIII
XIV
Fil. Nou
Ax. Puțul Orb Nr. 1
Ax. Puțul Tereza
Fil. Principal
Puțul Orb Nr. 2
Andezit piroxenic de coș
Aglomerate andezitice
Sedimentar
Filon
Falie
Limite geologice

Fig. 3. Profil geologic prin zăcămîntul Baia-Sprie.

privind orientarea lucrărilor de cercetare în viitor şi anume necesitatea cercetării zonelor de slabă rezistenţă create de corpurile de roci extruzive, de tipul dyk-urilor şi nek-urilor.

3. Identificarea filonului Aluniş de la Ilba

Cercetările mai recente efectuate de T.P.E.M. în perimetrul Ilba au dus la descoperirea filonului Aluniş, situat în zona nordică a perimetrului minier.

Lucrările de prospecţiune-explorare, executate pînă în prezent (galerii şi foraje), au dovedit o extindere importantă a filonului pe direcţie şi pe înclinare.

Filonul Aluniş este localizat în andezite piroxenice de Ilba, în imediata vecinătate spre nord a filonului Firizan. Prezenţa unei zone de intensă tectonizare, care afectează extremităţile celor două filoane, ar putea pune problema existenţei unui singur filon faliat. Lucrările de explorare care se execută vor elucida această ipoteză.

Cu toate că cele două filoane sînt localizate în aceleaşi roci, totuşi concentrarea elementelor metalifere este mult mai importantă în filonul Aluniş.

Unul dintre factorii care ar fi putut determina gradul de mineralizare mai avansat al filonului Aluniş îl poate constitui poziţia pe care acesta o ocupă în cadrul structurii geologice a zăcămîntului. Astfel se constată că filonul Aluniş este localizat în apropierea unui coş andezitic, de-a lungul căruia s-au putut crea căi de acces mai favorabile circulaţiei soluţiilor hidrotermale, în timp ce filonul Firizan se situează spre periferia acestuia, în zona sa de evazare.

De asemenea, gradul de tectonizare mai avansat al filonului Aluniş poate constitui un alt factor de influenţă favorabil concentrării mineralizaţiei. Se mai pot cita şi alte cazuri similare întîlnite în regiune, exemplu, filoanele : Nepomuc de la Nistru şi chiar unele zone de pe filonul Firizan-Ilba etc.

Din cele expuse, se poate trage concluzia că, pentru cazul particular al filoanelor asociate corpurilor de roci eruptive de tipul dyk-urilor şi nek-urilor, intensitatea gradului de mineralizaţie scade din zona de contact spre periferie, iar zonele de tectonizare ale filoanelor reprezintă în acelaşi timp şi zone de îmbogăţire în elemente metalifere.

4. Zăcămîntul Şuior

Lucrările de cercetare executate de T.P.E.M. în perimetrul Şuior au contribuit la precizarea structurii geologice şi la determinarea perspectivelor de rezerve ale zăcămîntului.

Forajele de adîncime medie şi mare au dovedit continuitatea în adîncime atît a coşului andezitic, cît şi a filonului Cremenea şi a ramurilor sale pe circa 1 100 m (fig. 4).

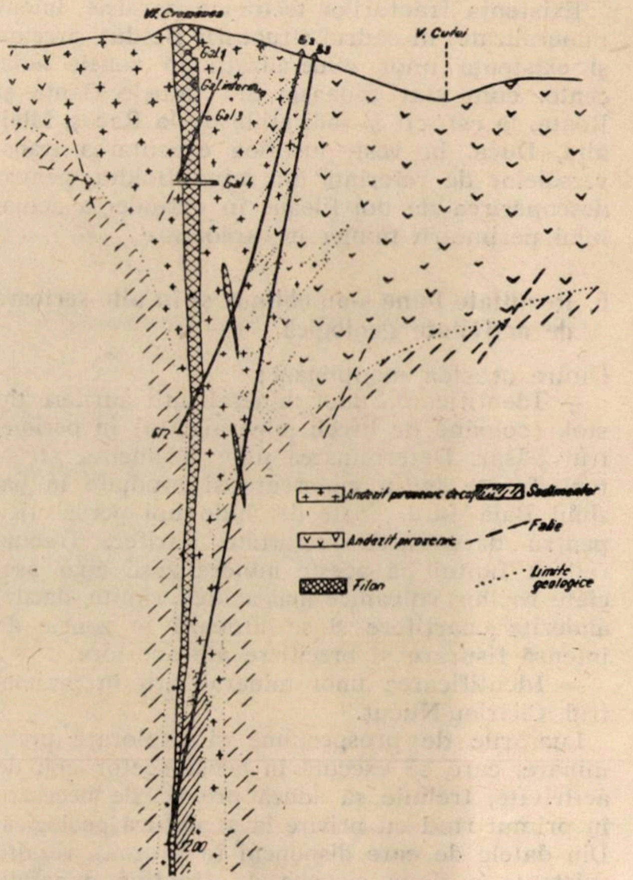


Fig. 4. Profil geologic transversal, zăcămîntul Şuior.

Din datele de care dispunem din aceleaşi foraje, mineralizaţia capătă în adîncime un caracter polimetalic în care apar predominant sulfurile de plumb şi zinc.

5. Zăcămîntul Capnic

Şi în acest zăcămînt s-au obţinut rezultate favorabile în mina Bolduţ, prin dovedirea continuităţii în adîncime a filoanelor principale şi prin identificarea ramurii Gavra.

În zonele superioare orizontului —100, filoanele din mina Bolduţ sînt localizate în cea mai mare parte în andezite piroxenice sarmaţiene (seria Seini-Ilba), iar în apropiere de suprafaţă, străbat uneori şi curgerile andezitelor pliocene.

La nivelul orizontului —100, mare parte din filoanele importante sînt localizate în rocile sedimentare de fundament, în care intensitatea mineralizaţiei se păstrează la fel ca şi în rocile eruptive. Această constatare lămureşte o ipoteză mult discutată la timpul său, cu privire la efilarea filoanelor de la Capnic în momentul trecerii lor în adîncime din rocile eruptive în rocile sedimentare de fundament. În felul acesta, se conturează şi perspectivele dezvoltării zăcămîntului la nivele inferioare celor actuale.

Existenţa fracturilor tectonice paralele, intens mineralizate, în cadrul structurii Bolduţ, precum şi existenţa unor mineralizaţii în zonele adiacente, cum sînt filoanele din minele Oanţa şi Roata, la est, cît şi indicaţiile de la Racoş, Mlejniţa, Duca, la vest, justifică executarea transversalelor de referinţă din mina Bolduţ, pentru descoperirea de noi filoane în extinderea actualului perimetru minier în exploatare.

6. Rezultate bune s-au obţinut şi în alte sectoare de activitate geologică

Dintre acestea menţionăm:

— Identificarea unor mineralizaţii aurifere tip stok (coloane de brecii mineralizate) în perimetrul Săsar. Determinarea unor asemenea structuri, foarte puţin cunoscute şi studiate în bazinul Baia-Mare, poate deschide noi perspective pentru dezvoltarea sectorului aurifer. Trebuie reţinut faptul că aceste mineralizaţii apar asociate rocilor vulcanice mai acide: riolite, dacite, andezite cuarţifere şi se situează în zonele de intensă fisurare şi brecifiere ale acestora.

— Identificarea unor mineralizaţii în perimetrul Cicîrlău-Nucuţ.

Lucrările de prospecţiune şi explorare preliminare, care se execută în acest sector nou de activitate, trebuie să aducă precizările necesare în primul rînd cu privire la structura geologică. Din datele de care dispunem în prezent, rezultă existenţa a două sisteme de fracturi mineralizate:

a) sistemul est-vest cu mineralizaţii cu caracter aurifer (exemplu filonul Venera);

b) sistemul nord-sud cu mineralizaţii cu caracter polimetalic (exemplu filoanele din grupul Prospecţiuni Baltoş ş.a.).

— Rezultate interesante s-au înregistrat şi în cazul zăcămîntului Toroioaga, dovedindu-se continuitatea în adîncime a filoanelor Caterina şi Orania.

II. ORIENTAREA VIITOARE A LUCRĂRILOR DE CERCETARE

Din prezentarea celor mai importante realizări pe linie geologică, obţinute în ultimii trei ani în regiunea Maramureş rezultă că atît orientarea lucrărilor de prospecţiune-explorare, cît şi metodologia de lucru utilizată au corespuns în cea mai mare parte scopului urmărit: descoperirea de noi zăcăminte şi cunoaşterea potenţialului de rezerve al zăcămintelor în exploatare şi explorare.

În cadrul dezvoltării de perspectivă (1965—1980), geologilor le revine sarcina de a îmbunătăţi continuu metodologia de cercetare, aplicînd metodele cele mai avansate de lucru în vederea descoperirii de noi rezerve de minereuri.

Prospectarea şi explorarea zăcămintelor legate genetic de magmatismul terţiar din nordul Transilvaniei ridică o serie de probleme deosebit de importante.

În provincia metalogenetică Baia-Mare, cele mai multe structuri favorabile concentrării substanţelor minerale utile, care prezintă indici de prospectare, vizibil, sînt cunoscute.

În prezent, se pune însă destul de pregnant problema căutării structurilor ascunse sub produsele vulcanice mai tinere. Se pot cita astfel o serie de filoane ascunse sau ale căror forme de manifestare la suprafaţă nu trădează existenţa unor concentrări de minereu importante în adîncime, ca de exemplu filoanele din grupul nordic Herja, cele din grupul nordic Sofia-Nistru, filonul Nou de la Baia-Sprie, filonul Robu de la Băiuţ ş.a.

Pentru descoperirea unor astfel de zăcăminte ascunse trebuie să ţinem seama de o serie de factori de ordin stratigrafic, litologic, structural, geomorfologic, geochimic etc., caracteristice regiunii pe care o cercetăm. Analiza detaliată a acestor factori pentru specificul regiunii Baia-Mare este deosebit de complexă. Totuşi, vom aminti o serie de probleme care au importanţă în rezolvarea cu succes a sarcinilor care ne revin.

a) Din datele şi observaţiile de care dispunem, se poate afirma că marea majoritate a filoanelor din cadrul structurilor productive ale bazinului Baia-Mare sînt legate de fracturi majore, care au constituit şi calea de acces a produselor vulcanice. Aceste fracturi sînt materializate în teren, fie prin cele două sisteme principale de zăcăminte: sistemul nord-sud (Ilba, Nistru, Băiţa, Săsar, Valea-Roşie, Herja, Capnic, Băiuţ) şi sistemul est-vest (Baia-Sprie, Şuior, unele filoane de la Cicîrlău etc.), fie prin aliniamente de nek-uri şi dyk-uri, care apar de asemenea, de-a lungul fracturilor principale, exemplu Ilba, Baia-Sprie, Băiţa etc.

Existenţa sistemelor de fracturi paralele şi asociaţia dintre nek-urile şi dyk-urile de roci eruptive şi mineralizaţie constituie criterii importante de care trebuie să ţinem seamă în orientarea lucrărilor de cercetare pentru descoperirea de noi zăcăminte.

b) În regiunea Baia-Mare rocile care cantonează mineralizaţia sînt reprezentate preponderent prin produsele vulcanice ale fazelor I şi II cu caracter acid sau intermediar (riolite, dacite, andezite cuarţifere, andezite etc.) şi roci sedimentare în general poroase, care au permis infiltrarea soluţiilor hidrotermale (tufuri, tufite, tufobrecii, gresii tufitice etc.).

Acesta reprezintă un alt criteriu după care putem aprecia prezenţa sau absenţa mineralizaţiei şi posibilitatea de dezvoltare în adîncime a zăcămintelor cunoscute pînă la anumite nivele.

c) Majoritatea cercetătorilor consideră că produsele ultimei faze de erupţie (pliocene) nu cantonează mineralizaţia. Această problemă comportă încă multe discuţii.

Considerăm că ar fi o greşeală dacă în actualul stadiu de cunoaştere a regiunii am exclude posibiltatea existenţei unor zăcăminte în zonele de slabă rezistență create de efuziunile mai tinere (Igniș, Gutin, Pietroasa, Heghișa etc.).

Legarea genetică a mineralizației de anumite roci efuzive sau chiar de anumite faze de erupție este incompatibilă cu principiul diferențierii magmatice din cadrul aceluiași bazin. Activitatea hidrotermală se situează în orice caz în stadiul final de cristalizare a bazinului magmatic.

Se presupune deci, că și în această regiune hidrometamorfismul s-a manifestat o dată cu definitivarea structurii generale a masivului eruptiv, deci în pliocen.

Cîteva observații de teren ar putea să lămurească întrucîtva această problemă.

Prof. D. Giușcă menționează că la Capnic filoanele străbat andezitul cuarțifer de Piscuiatul. În momentul de față, vîrsta pliocenă a andezitului de Piscuiatul este în suficientă măsură precizată. Unii cercetători susțin că filoanele de la Capnic nu străbat curgerile andezitelor piroxenice pliocene. Lucrările miniere, executate în ultimul timp pe diferite filoane, au indicat prezența mineralizației și în aceste roci.

În zăcămîntul Herja, unele filoane (exemplu filonul Zincos la orizontul O) străbat coloane de andezite piroxenice bazaltoide, identice cu cele din cariera Limpedea (Firiza de Jos), iar în versantul nordic al masivului Igniș apar slabe mineralizații polimetalice în roci asemănătoare (Valea Băilor). La Tarna Mare (Oaș), Comitetul geologic semnalează, de asemenea, prezența filoanelor în andezitele pliocene. Este adevărat că pe suprafețe întinse, în special în zona nordică a masivului eruptiv, nu sînt cunoscute mineralizații importante în curgerile andezitelor pliocene. Se poate presupune însă că aceste curgeri de lave au jucat un rol de ecran pentru mineralizatori. Pornind de la această ipoteză, nu se poate exclude posibilitatea existenței unor zăcăminte necunoscute încă, mascate de aceste produse vulcanice mai tinere.

d) La majoritatea filoanelor polimetalice din bazinul Baia-Mare se constată o zonalitate evidentă a mineralizației pe verticală. Astfel, în zonele superioare ale filoanelor, mineralizația are un caracter auro-argentifer, iar în adîncime se trece într-o zonă plumbo-zinciferă și apoi într-o zonă cupriferă (exemplu Ilba, Nistru, Baia-Sprie etc.).

Conform teoriei lui V. I. Smirnov, se presupune că în procesul de diferențiere al bazinului magmatic se produce o separare a produselor volatile, care se degajă spre exterior în mod pulsatoriu. Fiecare pulsație pune în libertate o cantitate nouă de soluție cu compoziție chimică diferită, fapt care explică destul de clar existența diferitelor faze de mineralizație, precum și caracterele de telescopare ale acestora, atît de frecvent întîlnite în zăcămintele de la Baia-Mare. Această ipoteză își găsește deocamdată, pentru cazul în speță, o valabilitate incontestabil mai mare decît teoria zonalității, emisă de Emmons. Ca principiu, ipoteza nu trebuie să limiteze însă sfera cercetărilor în zone mai puțin adînci, însă aceste cercetări trebuie efectuate sistematic de la nivelele cele mai inferioare ale zăcămintelor deschise prin lucrări miniere.

e) O altă problmă importantă, care trebuie discutată, se referă la interpretarea fenomenelor de alterare hidrotermală, ca indici de prospectare a zăcămintelor din această regiune.

Cu toate că numeroși cercetători au argumentat existența unei zonalități evidente de transformare hidrotermală a rocilor în jurul zăcămintelor din Baia-Mare, nu se poate spune că pînă în prezent s-au putut face interpretări concludente, care să ducă la obținerea unor rezultate practic favorabile. Nu se poate contesta valoarea datelor care se pot obține prin studierea acestor fenomene. Este însă contraindicat să se ia ca bază în programarea unor lucrări costisitoare numai acest criteriu, mai ales că fenomenele de alterare a rocilor au o dezvoltare spațială destul de largă, atît în apropierea zăcămintelor cît și la distanțe apreciabile de acestea.

În consecință, acest criteriu trebuie aplicat de la caz la caz, în legătură cu întreg complexul de factori care concurează la formarea unor astfel de zăcăminte. Trebuie să luăm în considerație și transformările ulterioare formării zăcămintelor, ca urmare a alterării lor în zona de hipergeneză.

Faptele expuse mai sus se bazează pe o serie de observații și studii efectuate în teren și laborator. Pentru a putea ajunge însă la concluzii cît mai apropiate de realitate, trebuie să ținem seamă de caracteristicile și particularitățile pe care le prezintă fiecare provincie metalogenetică în parte.

Din analiza metodelor de cercetare, utilizate în regiunea Baia-Mare, se pot trage următoarele concluzii generale:

Aplicarea metodelor complexe de prospectare (geologice, geofizice și geochimice) utilizate pînă în prezent trebuie continuată, iar metodele de lucru îmbunătățite în permanență.

Aportul geochimiei la rezolvarea problemelor de metalogeneză și hipergeneză a zăcămintelor metalifere este foarte important în momentul de față, cînd se pune problema identificării zăcămintelor ascunse.

Pînă în prezent s-au efectuat prospecțiuni metalometrice pentru determinarea aureolelor de dispersie secundară în soluri și anume pentru elementele caracteristice zăcămintelor de sulfuri ca: plumb, zinc, cupru, precum și alte elemente.

Pentru efectuarea unei prospecțiuni geochimice cît mai complete, trebuie introduse și metodele pentru determinarea aureolelor de dispersie primară (epigenetice), care se bazează pe migrarea în rocile înconjurătoare a unor elemente mobile ca: Hg, As, Sb, Ag, Se, Te, F, B etc.

Un material destul de bogat pentru aceste analize îl oferă lucrările miniere și forajele executate pentru prospectarea, explorarea și deschiderea zăcămintelor. Aceste probe pot fi utilizate şi pentru determinarea alcalilor (K, Na, Mg, Ca etc.).

Menţionăm, de asemenea, importanţa introducerii metodelor geochimice pentru determinarea aureolelor mecanice de dispersie, şi a metodelor hidrogeochimice, care au dat în ultimul timp în U.R.S.S. rezultate teoretice şi practice pozitive. Astfel, s-a constatat că în anumite condiţii favorabile de migraţie, apele subterane, îmbogăţite cu elemente caracteristice unui anumit tip de zăcămînt, ajung la suprafaţă, unde formează aureole specifice de dispersie în apă.

Pentru obţinerea unor rezultate cît mai concludente, prospecţiunile geochimice sînt combinate cu prospecţiuni geofizice.

Prospecţiunile magnetice sînt utilizate pentru determinarea corpurilor vulcanice înrădăcinate (nek-uri, dyk-uri).

Rezultate interesante, cu privire la structura regiunii, au fost obţinute de Comitetul geologic prin prospecţiunile gravimetrice executate în ultimii ani.

Studiul rocilor transformate şi al mineralizaţiei se efectuează prin metodele electrometrice. În găurile de sondă se efectuează carotajul geofizic (electric şi radiometric), pentru determinarea mineralizaţiilor traversate, iar în cazul unui recuperaj scăzut al forajelor se pot obţine cu destulă precizie limitele corpurilor de minereu.

Pentru prospectarea zăcămintelor polimetalice şi aurifere, în U.R.S.S. se folosesc pe scară largă metodele electrometrice cu curent alternativ şi curent de înaltă frecvenţă. Adîncimea de investigaţie este de circa 50 m. Pentru corpurile de minereu situate la adîncimi mai mari, se utilizează prospectarea electrică cu curent alternativ în sonde.

Pentru determinarea temperaturilor de formare a mineralelor în procesele naturale, trebuie extinse cercetările geotermometrice în toate zăcămintele din regiune.

Cu această ocazie, trebuie să evidenţiem iniţiativa şi progresele realizate în acest domeniu de acad. prof. dr. Mircea Savul şi candidat în ştiinţe V. Pomîrleanu de la Filiala din Iaşi a Academiei R.P.R., care au efectuat studii geotermometrice prin metoda omogenizării, pentru unele zăcăminte din bazinul Baia-Mare.

Desigur, mai sînt şi alte probleme asupra cărora s-ar putea insista: valorificarea complexă a zăcămintelor, introducerea studiilor de microtectonică etc.

În legătură cu prima problemă amintită, putem menţiona cu caracter informativ că în prezent ICEMIN execută studii şi analize asupra concentratelor şi sterilelor de la flotaţie, pentru fiecare zăcămînt în parte. De asemenea, unităţile de explorare şi exploatare efectuează probări sistematice pe zăcăminte.

În ceea ce priveşte explorarea şi prospectarea zăcămintelor filoniene cu lucrări miniere şi de foraj, se pot face de asemenea o serie de aprecieri.

În ultimii ani, a fost introdusă şi mult extinsă cercetarea structurilor şi mineralizaţiilor prin foraje de adîncimi mică, medie şi mare.

Comitetul geologic a executat două foraje structurale cu adîncimi de circa 2 000 m (Valea Borcutului şi Apa Sărată), care au furnizat date interesante asupra rocilor din fundament.

Avînd în vedere caracteristicile structurale şi natura zăcămintelor din această regiune, nu considerăm oportună executarea în continuare a unor foraje care să depăşească adîncimea de 1 200 m. Făcînd această apreciere, ţinem seama că zona de investigaţie pe care o oferă aceste lucrări este destul de restrînsă, iar preţul de cost ridicat.

Din experienţa acumulată pînă în prezent, putem aprecia însă că cercetarea zăcămintelor prin foraje de adîncimi mică şi medie (100—650 m) este avantajoasă în cazul zăcămintelor parţial explorate cu lucrări miniere, putîndu-se obţine date importante cu privire la structura geologică şi extinderea mineralizaţiilor în adîncime (exemplu: forajele executate la Ilba, Săsar, Şuior, Capnic, Baia-Spire, Herja etc.). Această acţiune trebuie intensificată şi extinsă şi la celelalte zăcăminte.

Forajele sînt utilizate cu succes în faza de prospecţiune pentru verificarea structurilor presupuse ale anomaliilor geochimice şi geofizice etc.

Explorarea de detaliu a zăcămintelor filoniene numai cu foraje nu este indicată, dacă ţinem seamă de datele uneori nesigure pe care le putem obţine: recuperaj scăzut, deviaţii care duc la realizarea unui gabarit de fund necorespunzător, zone de investigaţii reduse etc. De asemenea nu este indicată promovarea rezervelor la categorii superioare cu aceste lucrări.

Metoda cea mai eficientă, în cercetarea structurilor favorabile din Baia-Mare, rămîne în continuare cercetarea cu lucrări miniere subterane. Acestea oferă largi posibilităţi de investigaţie şi observaţii amănunţite. Este suficient să amintim rezultatele favorabile obţinute prin galeriile magistrale, executate în ultimul timp în această regiune (exemplu: transversala nord 9 Mai, transversala sud Baia-Sprie etc.), pentru a ne da seama de importanţa practică deosebită pe care o oferă executarea lucrărilor de referinţă orizontale în astfel de regiuni.

În momentul de faţă este necesar să se sistematizeze întregul material documentar de care dispunem şi să se întocmească harta metalogenetică a regiunii.

În funcţie de gradul de cunoaştere a diverselor structuri, se vor putea calcula pe baze ştiinţifice rezervele de prognoză şi se va proceda la elaborarea unui vast program de cercetare pentru transformarea acestor rezerve în rezerve de categorii superioare.

Pentru perimetrele miniere mai importante (Capnic, Baia-Sprie etc), este necesar să se întocmească proiecte de sistematizare a lucrărilor geologice.

CONCLUZII

Din analiza activității geologice pe ultimii trei ani în regiunea Maramureș, se desprind următoarele concluzii:

1. Lucrările executate de M.M.E.E. au contribuit într-o largă măsură la ridicarea gradului de cunoaștere a structurilor productive și a geologiei de ansamblu a regiunii. Numai în felul acesta a fost posibilă identificarea de noi zăcăminte și creșterea substanțială a potențialului de rezerve în perimetrele de exploatare.

2. Metodele complexe de lucru aplicate pînă în prezent au corespuns în cea mai mare parte. În funcție de complexitatea problemelor care se pun în continuare pentru descoperirea de noi zăcăminte, trebuie introduse și alte metode de investigație avansate (prospecțiuni electrometrice în curent alternativ și de înaltă frecvență, prospecțiuni geochimice pentru conturarea aureolelor de dispersie primară și secundară, studii de microtectonică etc.).

3. Metoda de bază în explorarea zăcămintelor filoniene este cercetarea prin lucrări miniere subterane combinate cu foraje de adîncime mică și medie, prin care se pot obține rezultatele cele mai bune.

4. În orientarea lucrărilor de prospecțiune-explorare, trebuie să ținem seamă de o serie de criterii a căror valabilitate este deja atestată:

— existența unor fracturi tectonice paralele, orientate conform celor două sisteme principale de mineralizație;

— existența unor filoane situate în zona contactelor corpurilor de roci efuzive (dyk-uri și nek-uri) cu rocile sedimentare și eruptive mai vechi;

— existența unor mineralizații aurifere tip stok asociate rocilor vulcanice mai vechi;

— existența unor filoane cantonate în roci eruptive și sedimentare, cunoscute ca productive, dar care nu aflorează;

— posibilitatea existenței unor filoane ascunse sub produsele cele mai tinere ale fazei pliocene.

5. Pentru prospectarea zăcămintelor ascunse, este indicată executarea unor galerii de referință cu caracter structural. Astfel de lucrări sînt necesare pentru cercetarea structurii geologice a celor mai importante aparate vulcanice din această regiune, care au putut favoriza localizarea mineralizației în zonele de minimă rezistență pe care le-a creat.

6. Este indicat să se treacă la sistematizarea materialului documentar existent și la redactarea hărții metalogenetice a regiunii Maramureș.

7. Va fi foarte utilă elaborarea unui proiect general de prospecțiune complex pentru întreaga suprafață de manifestare a magmatismului din masivul Oaș — Gutin și stabilirea rezervelor de prognoză în funcție de gradul actual de cunoaștere a diferitelor structuri.

8. Este necesar să se realizeze și să se intensifice o colaborare științifică multilaterală între diferitele unități ale M.M.E.E., Comitetul geologic, catedrele de specialitate din cadrul institutelor de învățămînt superior din București, Iași, Cluj și institutele de cercetări ale Academiei R.P.R.

Sarcinile importante care ne revin în viitor vor putea fi realizate numai dacă se vor aplica toate cunoștințele teoretice și practice de care dispunem, pentru a realiza un grad cît mai avansat de cunoaștere geologică a regiunii.

BIBLIOGRAFIE

[1] Giușcă, D. *Evoluția vulcanismului în regiunea Baia-Mare.* Arhiva Comitetului geologic, 1958.

[2] Măldărescu, I. și Bonea, L. *Asupra zonalității proceselor de alterare hidrotermală din regiunea Baia-Mare.* (manuscris T.P.E.M.), 1960.

[3] Naidin, A. și Rădulescu, S. *Studiul geologic și petrografic al formațiunilor neoeruptive din perimetrul Băița Nord și încadrarea lui în structura de ansamblu a regiunii Baia-Mare.* (manuscris T.P.E.M.), 1961.

[4] Socolescu, M. *Considerații asupra metalogenezei și zonalității în provincia metalogenetică a Carpaților Orientali și provincia Baia-Mare.* Rev. Minelor, nr. 12, dec. 1961.

[5] Stille, H. *Unterschiebungs Palingenese. XIX-e* Congres. geol. int. Alger, 1952, section *XV*, fasc. *XVII.*

[6] Saukov, A. A. *Geochimie.* Editura tehnică, București, 1955.

[7] Varna, A., Popescu, Gh., Iancu, Gh., Naidin, A., Keiser, Șt. și Toth, Z. *Contribuții la adîncirea gradului de cunoaștere a potențialului geologico-economic al bazinelor miniere din regiunea Maramureș.* Comunicare prezentată la Consfătuirea geologilor ținută la Baia-Mare, 1962.

* * *

Împuşcarea cu amestecuri explozive simple*

I

Ing. P. S. Anton

Caracteristicile amestecului exploziv de azotat de amoniu şi motorină

Ideea folosirii unui exploziv compus dintr-un amestec de azotat de amoniu şi substanţe combustibile datează din 1867 cînd suedezii I. Olson şi I. Horbin au înregistrat un patent de exploziv cu azotat de amoniu, cărbune şi substanţe cu carbon. În 1934, cercetări în domeniul amestecurilor explozive cu azotat de amoniu şi substanţe cu carbon sînt iniţiate în U.R.S.S., ele fiind continuate pînă în 1942 cînd Institutul de mine şi Institutul de fizică şi chimie din cadrul Academiei de Ştiinţe a U.R.S.S. elaborează o serie de explozivi tip *dinamon*, realizaţi din azotat de amoniu şi un combustibil solid, a căror fabricare se realiza la fiecare întreprindere minieră în parte. Folosirea unui combustibil lichid în cadrul acestui amestec începe în 1956 în S.U.A. cînd la cariera Mesabi din Minnesota se foloseşte un exploziv compus din azotat de amoniu şi motorină. În aceeaşi perioadă, Institutul de mine al Academiei de Ştiinţe a U.R.S.S. elaborează un amestec exploziv cu o compoziţie asemănătoare, denumit *igdanit* [1].

Începînd din anul 1956 şi pînă în prezent, folosirea amestecului exploziv pe bază de azotat de amoniu şi motorină este în continuă extindere. În cadrul celui de-al 6-lea Simpozion internaţional privind cercetarea ştiinţifică în industria minieră de la Rolla, Missouri (S.U.A.) din 22—25 februarie 1961, s-a comunicat că din întreaga cantitate de exploziv folosită anual în industria minieră americană, amestecul exploziv de azotat de amoniu şi motorină reprezintă 25% (acest amestec fiind folosit şi la exploatările la zi şi la cele subterane), iar în U.R.S.S. (unde se foloseşte numai în exploatările la zi), proporţia de igdanit consumată reprezintă 8% din consumul total de exploziv din industria minieră [2].

Extinderea rapidă pe care a căpătat-o, într-o serie de ţări cu industrie minieră dezvoltată, folosirea amestecului exploziv de azotat de amoniu şi motorină este considerată drept unul din cele mai caracteristice evenimente ale tehnicii miniere din ultimii ani.

Principalele caracteristici ale azotatului de amoniu (NH_4NO_3) sînt:

— temperatura de topire 169°C;

— temperatura de descompunere 200—260°C;

— se prezintă sub formă de cristale albe, cu cinci stări solide şi o formă lichidă cu puncte de tranziţie dintr-o stare în alta, la anumite temperaturi cuprinse între —18° şi +169°C. Densitatea este variabilă de la o formă la alta, variind între 1,40—1,73 g/cm^3. Substanţa este solubilă în apă, în proporţie de 54,5% la 0°C pînă la 91% la 100°C, fiind solubilă şi în amoniac, metanol, etanol, acid acetic, anilină şi nefiind solubilă în hidrocarburi parafinice şi aromate;

— descompunerea chimică a azotatului de amoniu are loc în mod diferit, în funcţie de temperatură. Caracteristică este reacţia unui amestec de azotat de amoniu şi o hidrocarbură, echilibrat din punctul de vedere al bilanţului de oxigen:

$$3NH_4NO_3+CH_2\rightarrow 3N_2+7H_2O+CO_2$$

Această reacţie este caracterizată printr-un maxim de degajare de căldură de 82 kcal/mol;

— azotatul deamoniu este puternic corosiv-cînd este în stare umedă, este foarte higroscopic şi la un conţinut de 60% H_2O, la temperatura obişnuită, el poate absorbi încă apă pentru a se dizolva singur;

— tranziţiile în cele cinci stări cristaline se efectuează printr-un rearanjament fizic care duce la distrugerea progresivă a reţelei cristaline, fapt care influenţează cu atît mai mult sensibilitatea şi caracteristicile detonaţiei cu cît tranziţiile au fost mai frecvente. Totodată această influenţă este mult mai mult resimţită în amestecurile pe bază de azotat de amoniu decît în substanţă pură [3].

Caracteristicile unui amestec de azotat de amoniu şi motorină diferă cu mult de caracteristicile azotatului de amoniu pur.

Astfel, sensibilitatea la detonaţie şi viteza de detonaţie a amestecurilor de azotat de amoniu şi motorină sînt influenţate de o serie de factori. Sensibiltatea la detonaţie a amestecului este constantă pentru conţinuturi de 1—7% motorină, dar potenţialul energetic optim s-a realizat pentru un conţinut de 6% motorină. Sensibilitatea este redusă în cazul în care azotatul de amoniu din amestec conţine de la 1—10% umiditate şi nu se mai produce deloc în cazul în care umiditatea este mai mare de 10%. Sensibilitatea maximă a amestecului se obține la un conținut de 2% motorină, în acest caz inițierea detonației putîndu-se realiza cu o amorsă nr. 8 [1].

---

* Autorul a înregistrat la ICEMIN cu nr. 636 din 25 ianuarie 1961 inovaţia cu titlul „Exploziv sigur şi ieftin pentru exploatări la zi şi subterane", care se referă la amestecul de azotat de amoniu şi motorină.

Din punctul de vedere al asigurării unui bilanț de oxigen nul, compoziția optimă este de 94,6% azotat de amoniu și 5,4% motorină. Conținutul maxim admisibil de material inert în azotatul de amoniu nu trebuie să depășească 0,4% în greutate, în acest mod asigurîndu-se și o higroscopicitate minimă.

Pe măsura reducerii granulației azotatului de amoniu, conținutul optim de motorină crește, apropiindu-se de valoarea care asigură realizarea unui bilanț de oxigen nul. Prin creșterea umidității azotatului de amoniu, din amestec, de la 0,7 la 2,7%, adică în limitele care asigură menținerea caracterului de material afînat, brizanța amestecului se reduce numai cu 7%, dar posibilitatea de rateuri crește foarte mult. Creșterea perioadei de timp dintre amestecarea azotatului de amoniu și motorină și inițierea detonației, în cazul menținerii umidității constante, nu influențează caracteristicile de afînare a materialului, reducînd numai într-o oarecare măsură brizanța amestecului [4].

În timp ce un amestec de azotat de amoniu și combustibil solid (negru de fum, sulf, rumeguș etc.) are o viteză de detonație de 2 000 m/s, amestecul de azotat de amoniu și motorină are o viteză de detonație de pînă la 4 000 m/s, care se poate spori prin folosirea pentru inițiere a unui exploziv puternic, pînă la viteza de detonație a acestuia [5]. Variația caracteristicilor balistice ale amestecului de azotat de amoniu și diferite proporții de motorină este [6] :

Conținutul de motorină în amestec, %	3	4	5	6	8
Capacitatea de lucru (Trauzl), cm^3	350	385	395	367	290
Brizanța (Hess), mm	11,3	12,4	12,5	12,0	11,6
Viteza de detonație, m/s	—	2130	2250	2270	2100

Față de diametrul critic din punctul de vedere al detonației, care este de 228,6 mm, în cazul folosirii azotatului de amoniu pur, amestecul de azotat de amoniu și motorină prezintă un diametru critic de 63,5 mm [1]. Studiile efectuate în Japonia arată că prin introducerea în amestecul de azotat de amoniu și motorină, a unei proporții de 0,5% dintr-o substanță superficial activă, de tipul disulfonat-dimetil-metan de sodiu, laurisulfonat de sodiu sau sulfonat dodecibenzol de sodiu, care asigură obținerea unui amestec mai omogen și a unei granulații potrivite a azotatului de amoniu, se poate asigura o sensibiltate la detonație suficientă și constantă, chiar pentru încărcături cu diametrul de 20—24 mm [7]. Eficiența măcinării mai avansate a azotatului de amoniu, introdus în amestec, rezultă și din faptul că din punct de vedere energetic existența a 5% azotat de amoniu fin în amestec este similară cu o proporție de 15% azotat de amoniu grosier. În ultimul timp se recomandă folosirea în aceste amestecuri explozive, a azotatului de amoniu granulat, la care granulele au o structură poroasă și în exterior o peliculă dintr-o substanță superficial activă. Totodată, pentru asigurarea unei sensibilități maxime a amestecului, se recomandă ca 20% din întreaga cantitate de azotat de amoniu granulat să fie măcinat la sub 200 mesh [2]. În S.U.A. amestecurile explozive se realizează din azotat de amoniu granulat, de tipul celui folosit ca îngrășămînt agricol și la care granulele au un diametru de maximum 2,35 [9].

O importanță deloc redusă în ceea ce privește folosirea amestecului exploziv de azotat de amoniu și motorină o are tipul de motorină folosită. Astfel, practica folosirii acestui amestec în S.U.A. recomandă utilizarea produsului petrolifer denumit „fuel oil no. 2", fără restricții limitative, în timp ce practica sovietică recomandă, în funcție de temperatura atmosferei înconjurătoare locului în care se efectuează pușcarea, o serie de produse petroliere după cum urmează [10] :

— la peste 0°C	dizelnoe toplivo L ;
— de la 0° la —10°C	soliarnoe maslo (GOST 1666—51) ;
— de la —10° la —25°C	dizelnoe toplivo L (GOST 305—52) ;
— sub —25°C	25% dizelnoe toplivo L1 75% kerosina (GOST 305—52).

Datorită faptului că azotatul de amoniu are o sensibilitate foarte redusă, amestecurile de azotat de amoniu și motorină necesită pentru inițierea detonației o amorsare mai puternică decît explozivii folosiți în mod normal.

Pentru inițiere se recomandă folosirea unui exploziv mai puternic, de tipul dinamitei sau amonitelor, folosind o cantitate de exploziv de inițiere egal cu 5—10% din mărimea încărcăturii din gaura de sondă (încărcătura de amorsare este cu atît mai mare cu cît încărcătura de bază este mai mică). În alte cazuri, amorsarea detonației s-a făcut cu ajutorul fitilului detonant plasat în lungul întregii găuri, în cazul în care fitilul detonant are o viteză de detonație de 4 000—6 000 m/s. În alt caz, amorsarea încărcăturii de azotat de amoniu și 6% motorină s-a făcut prin realizarea unei încărcături de amorsare realizate dintr-un amestec similar, dar la care proporția de motorină este redusă la 2%, această proporție asigurînd realizarea unui amestec cu maxim de sensibilitate. Inițierea încărcăturii de amorsare, indiferent de felul acestei încărcături, se poate realiza cu ajutorul unei amorse electrice nr. 8 [1]. Trebuie subliniat faptul că în cazul în care se realizează o amorsare corespunzătoare, se ajunge ca circa 75% din energia de explozie a amestecului să se transforme în lucru mecanic util [11]. Ca mod de plasare a încărcăturii de amorsare, se recomandă ca aceasta să se introducă la fundul găurii, sau intercalat în cadrul încărcăturii de amestec de azotat de amoniu şi motorină. Cercetările întreprinse în S.U.A., asupra folosirii în exploatările la zi a acestui amestec exploziv simplu, au arătat că este indicat ca amorsarea încărcăturii principale să fie dublă, cu o încărcătură de amorsare plasată la fundul găurii şi cu o altă încărcătură de amorsare la extremitatea opusă a încărcăturii [12].

O particularitate a folosirii amestecului exploziv de azotat de amoniu şi motorină o constituie modul de realizare a încărcăturii explozivului în găurile de mină sau de sondă.

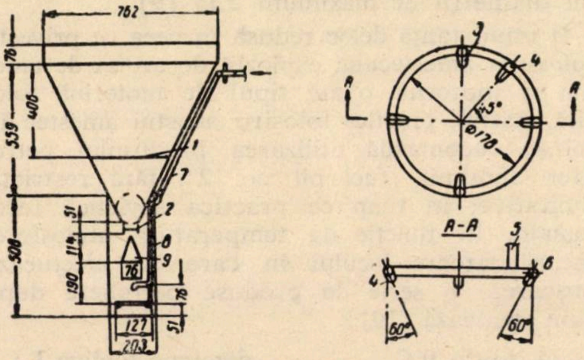


Fig. 1. Schema pîlniei mobile cu cameră de amestecare:

1 — sită; *2* — ajutaj; *3—4* — duze; *5* — conductă de alimentare; *6* — conductă de cupru; *7* — tub cu diametrul de 127 mm; *8* — tub cu diametrul de 6,3 mm; *9* — con de aluminiu.

Unul din cele mai folosite procedee la încărcarea găurilor de sondă forate în carieră constă în întrebuinţarea unei pîlnii mobile de 13,6 kg şi înaltă de 1,15 m (fig. 1). La partea superioară, pîlnia este prevăzută cu o sită, iar în partea inferioară — cu un ajutaj cu diametrul de 6 cm pentru reglarea debitului de motorină care intră în camera de amestecare. Azotatul de amoniu se descarcă din saci direct în pîlnia plasată la gura găurii de sondă şi ajunge în camera de amestec a pîlniei unde se injectează dintr-un rezervor, sub presiune ridicată, motorină, prin patru duze cu debit de 56,7 l/h şi o duză cu debit de 113,4 l/h, care formează o perdea de ceaţă de motorină prin care trece azotatul de amoniu. Motorina din rezervorul montat pe un autocamion trece mai întîi într-un vas de măsură a cărui supapă este reglată aşa fel încît permite injectarea numai a cantităţii de motorină corespunzătoare greutăţii sacului de motorină.

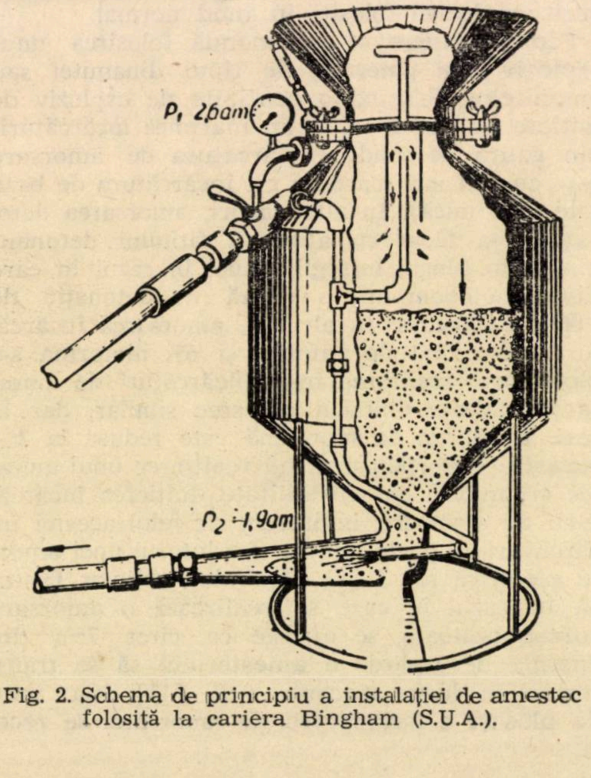


Fig. 2. Schema de principiu a instalaţiei de amestec folosită la cariera Bingham (S.U.A.).

În alte cariere, încărcarea amestecului de azotat de amoniu şi motorină se face prin intermediul unui agregat pneumatic, asemănător instalaţiilor Torkret de rambleiere hidraulică (fig. 2). Agregatul este montat pe un autocamion, alături de un compresor rotativ cu debit de 3,5 m³/min. Aparatul permite dozarea cantităţii de azotat de amoniu (circa 45 kg) şi a motorinei (3,78 l) pentru amestec. Motorina se injectează la o presiune de 1,9 at, iar azotatul de amoniu la 2,6 at. Curgerea azotatului de amoniu este sincronizată cu curgerea motorinei, aşa fel încît viteza de încărcare a amestecului să fie de 0,41 kg/s. În cazul în care amestecul simplu de exploziv se aplică pe o scară mare, realizarea amestecului se face centralizat, într-o mică instalaţie fixă (fig. 3). Această instalaţie este în legătură cu depozitul de azotat de amoniu şi cu cel de motorină. Sacii de azotat de amoniu sînt descărcaţi în depozit într-o pîlnie din care, pneumatic, trec în aparatul de amestecare, în care se face şi dozarea părţilor de 4,5 tone de amestec, care sînt încărcate în autocisterne de 4,5 tone. Aceste autocisterne transportă amestecul la găurile de sondă unde îl descarcă, fie liber (prin intermediul unui melc plasat la baza autocisternei), fie pneumatic [1].

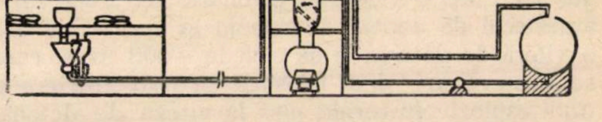


Fig. 3. Schema instalaţiei fixe de amestecare a azotatului de amoniu cu motorină.

În U.R.S.S., pentru încărcarea igdanitului în găurile de sondă, se foloseşte un autocamion MAZ-205, cu o capacitate de 4 tone (fig. 4). Bena autocamionului este realizată sub forma unui buncăr închis în tablă de oţel. Acest buncăr se încarcă pe la partea superioară, cu azotat de amoniu granular. Pe buncăr se montează un rezervor cu 220 l motorină. Înainte de descărcare în pîlnia de la gura găurii de sondă, cei doi componenţi trec într-un bac de amestecare

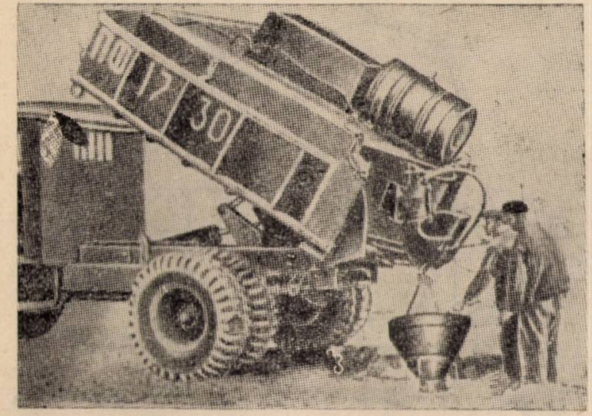


Fig. 4. Autocamionul sovietic de încărcare, în funcţiune.

în proporţia dorită [13]. Un sistem asemănător de transport cu autocamion cu benă basculantă este şi agregatul Bendat, folosit la o serie de cariere din S.U.A. Autocamionul de 3 tone dispune de un buncăr de 2,8 tone azotat de amoniu, un rezervor pentru motorină, un compresor şi un vas de dozare, cu o capacitate de 137 kg. Un astfel de agregat poate realiza o capacitate de încărcare de 1,9—6,8 kg amestec/secundă. Pentru cazul în care amestecul de azotat de amoniu şi motorină se foloseşte în carieră în găuri orizontale de sondă, s-a realizat un dispozitiv pneumatic de încărcare, denumit *jet loader*, care constă dintr-o cameră de încărcare confecţionată din aluminiu, avînd o capacitate de 40 kg; acesta împreună cu sita şi cu dispozitivul de sfărîmare a bulgărilor de azotat de amoniu este închis de o pîlnie conică. În partea interioară a camerei este montat ajutajul de injectare pneumatică la 2,8 at. Înainte de încărcare, cei doi componenţi sînt agitaţi pneumatic, timp de 20 de secunde, pentru a asigura o omogenizare a amestecului care se încarcă în porţii de 40 kg, la interval de 40 secunde [14].

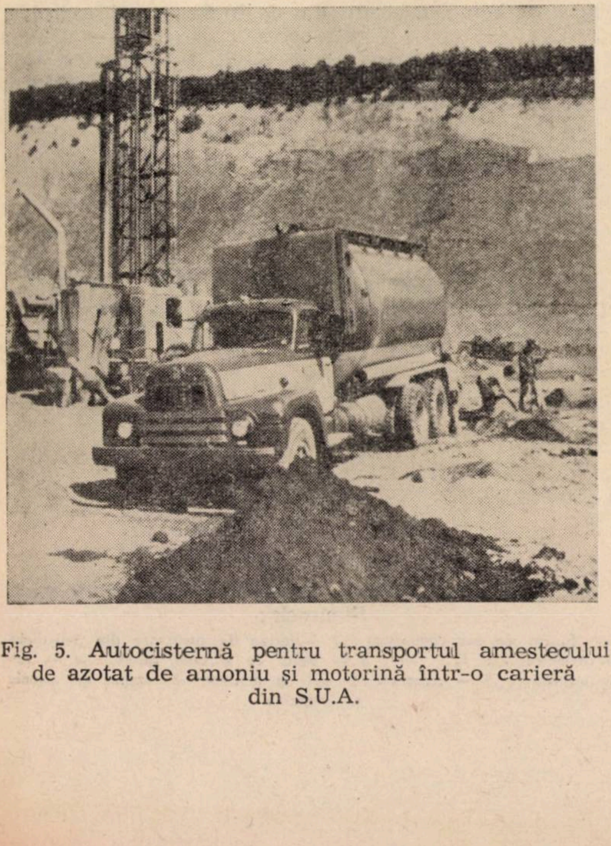


Fig. 5. Autocisternă pentru transportul amestecului de azotat de amoniu şi motorină într-o carieră din S.U.A.

În U.R.S.S., în ultimul timp, pentru încărcarea igdanitului în găurile de sondă, se foloseşte instalaţia SUZN-3, cu o capacitate de 6 tone, montată pe un şasiu de tractor şi care poate încărca 12 tone de amestec/oră, avînd avantajul că trenul de şenile îi permite accesul comod pe treapta în exploatare [15]. O altă instalaţie folosită în U.R.S.S., tipul MZS-1, care foloseşte şasiul unui autocamion tip MAZ-501, are o capacitate de 4 tone şi poate încărca 4 tone amestec/oră [16]. Pentru carierele de mare capacitate, s-au realizat autocisterne (fig. 5) care pot realiza o încărcare cu o productivitate de 200 kg/minut şi din care descărcarea se efectuează printr-un furtun de circa 20 m, direct în gaura de sondă (fig. 6).

În cazul în care găurile de sondă sînt umede, se poate folosi tot amestecul de azotat de amoniu şi 6% motorină, dar acesta se încarcă în gaura de sondă, nu direct, ci într-un tub de PVC. În figura 7 se poate urmări operaţia de încărcare a acestui amestec, mai în detaliu (7a — introducerea tubului de PVC în gaura de sondă; 7b — încărcarea azotatului de amoniu şi a motorinei).

Pentru folosirea în subteran a amestecului de azotat de amoniu şi motorină, s-au realizat aparate pentru fiecare tip de lucrare minieră în care se foloseşte acest amestec exploziv, în funcţie de cantitatea de exploziv încărcată într-o gaură de mină sau de sondă.

În figura 8 este reprezentat dispozitivul folosit la săparea suitorilor. Rezervorul dispozitivului are o capacitate de 10 kg, permiţînd încărcarea găurilor de mină cu diametrul de 38 mm, cu o viteză de 1 m gaură în 11,5 secunde. În figura 9 este reprezentat un dispozitiv similar

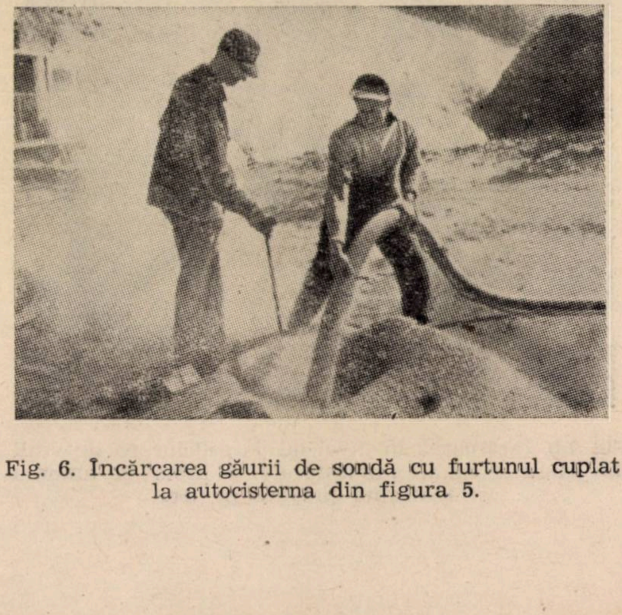


Fig. 6. Încărcarea găurii de sondă cu furtunul cuplat la autocisterna din figura 5.

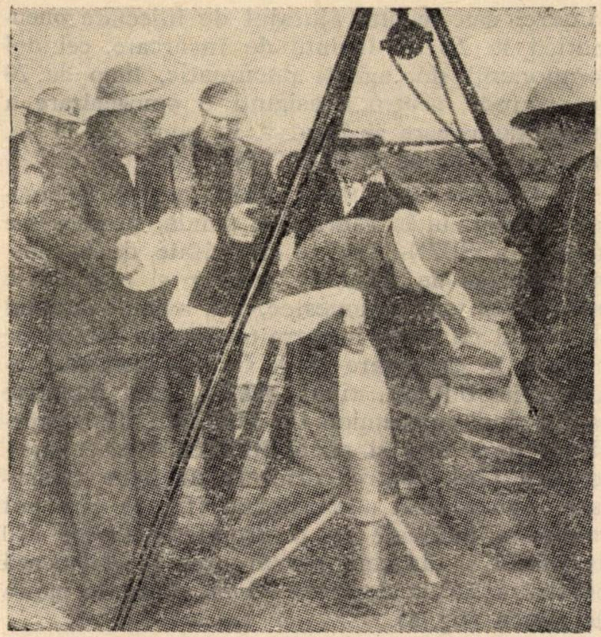


Fig. 7 a. Introducerea în gaura de sondă umedă a învelișului protector de policlorură de vinil.

care asigură o viteză de încărcare de 1 m gaură în 20,6 secunde. La acest dispozitiv, amestecul exploziv este aspirat direct din sacul cu azotat de amoniu în care s-a turnat și cantitatea necesară de motorină [17].

Pentru folosirea amestecului simplu exploziv la săparea galeriilor, s-au realizat alte două dispozitive. Primul dispozitiv (fig. 10), în greutate

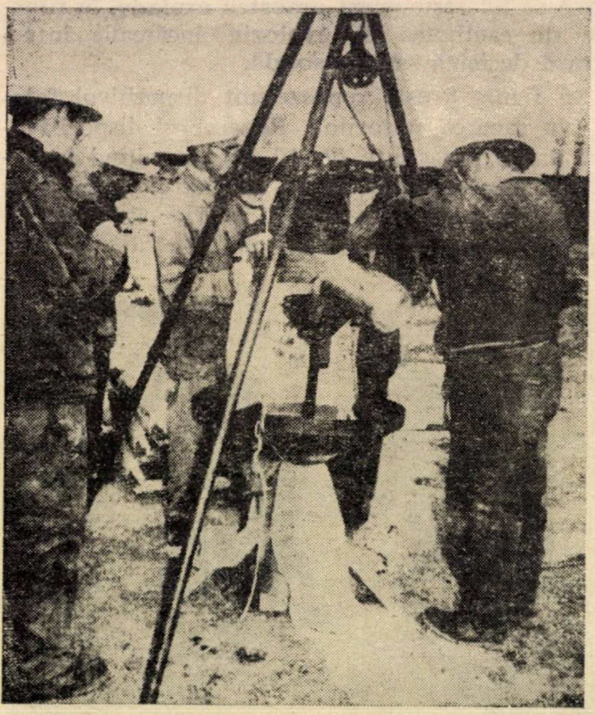


Fig. 7 b. Încărcarea în învelișul de policlorură de vinil din gaura de sondă a amestecului de azotat de amoniu și motorină pregătit pe loc.

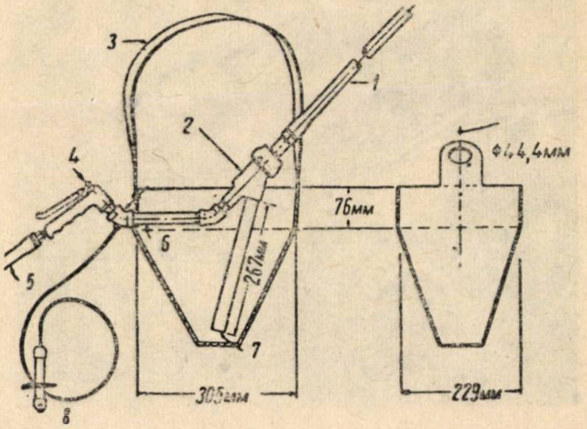


Fig. 8. Schema dispozitivului de încărcare folosit în suitori :

1 — tub de încărcare, sigur sub aspectul încărcării electrostatice, în lungime de 1,8 m ; *2* — injector ; *3* — curea pentru atîrnat pe umeri ; *4* — ventil ; *5* — furtun de aer comprimat cu diametrul de 12,7 mm ; *6* — tub cu diametrul de 12,7 mm ; *7* — tub de aluminiu cu diametrul de 19 mm și lungime de 286 mm pentru aspirație ; *8* — pămîntare.

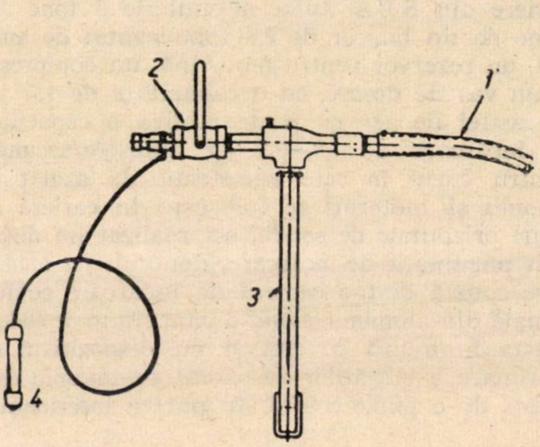


Fig. 9. Schema dispozitivului de încărcare cu aspirație din sac :

1 — tub din material plastic, sigur sub aspectul încărcării electrostatice ; *2* — supapă cu bilă ; *3* — tub de aspirație a amestecului cu diametrul de 19 mm și lungime de 356 mm ; *4* — pămîntare.

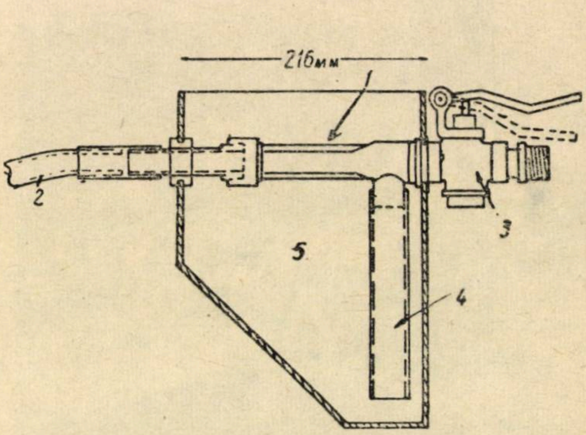


Fig. 10. Dispozitivul pneumatic de încărcare tip **Stanrock :**

1 — furtun de aer comprimat ; *2* — furtun de încărcare din polietilenă cu diametrul de 12,7 mm ; *3* — ventil cu acțiune rapidă ; *4* — tub de aspirație ; *5* — rezervor de 6,8 kg amestec de azotat de amoniu și motorină.

de 11 kg, are o capacitate suficientă pentru încărcarea a trei găuri de mină cu lungimi de 3 m, amestecul realizîndu-se direct în rezervorul dispozitivului. Cel de-al doilea dispozitiv (fig. 11) nu dispune de rezervor special, amestecul exploziv fiind aspirat direct din sacul cu azotat de amoniu în care s-a turnat cantitatea corespunzătoare de motorină [18].

Pentru cazul în care amestecul de azotat de amoniu şi motorină se foloseşte în abataje, s-a realizat dispozitivul din figura 12. Dispozitivul este prevăzut cu un furtun de 25 m lungime şi diametrul exterior de 25,4 mm, în fiecare abataj existînd un furtun cu o lungime de 36 m pentru încărcarea găurilor lungi. Capacitatea dispozitivului este de 23 kg amestec care se încarcă în gaură la o presiune a aerului comprimat de la 1,8—2,1 mm la 4,5—7,7 at. În unele cazuri, acest dispozitiv se plasează direct în abataj, iar în alte cazuri dispozitivul se montează în galeria de bază, iar amestecul este trimis în abataj prin furtun, între muncitorul ce efectuează încărcarea în gaura de mină şi cel ce comandă dispozitivul de încărcare, asigurîndu-se o permanentă legătură telefonică [17].

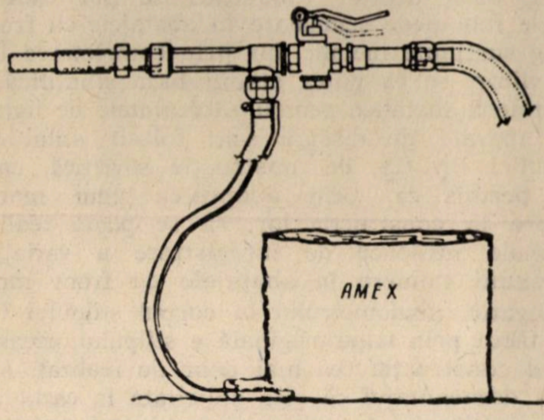


Fig. 11. Dispozitivul de încărcare cu ejector tip Stanrock II.

Datorită faptului că la încărcarea unui astfel de amestec ansamblul dispozitivului se poate încărca cu electricitate statică, toate aceste dispozitive dispun de un cablu de pămîntare, recomandîndu-se folosirea unor furtune din material plastic special semiconductibil sau conductibil, aşa fel încît rezistenţa electrică a sistemului să fie pe ansamblu cuprinsă între 17—66 komi/m, [19].

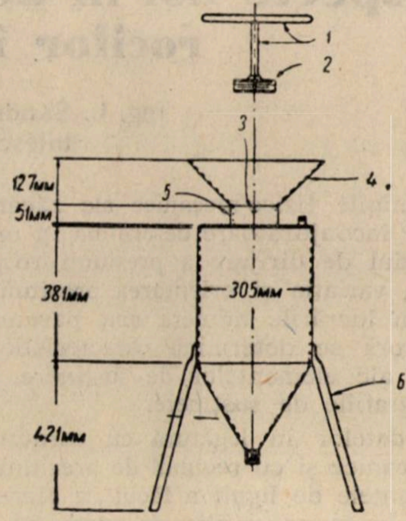


Fig. 12. Dispozitivul de încărcare pentru abataje :

1 — tijă filetată cu diametrul de 19 mm ; *2* — supapă cu diametrul de 9,5 mm ; *4* — rezervor ; *5* — ajutaj cu diametrul de 102 mm ; *6* — picior de oţel inoxidabil cu diametrul de 19 mm.

La o exploatare de minereu nichelifer din S.U.A., unde se foloseşte amestecul exploziv de azotat de amoniu şi motorină în găuri lungi de sondă, se aplică un procedeu mult mai simplu de încărcare. Amestecul de azotat de amoniu şi motorină, pregătit în prealabil, se dozează dintr-un aparat special, în porţii, care se ambalează în pînză de sac, sub forma unei legături care se introduce cu ajutorul unor tije alonjabile în găurile de sondă [20].

—○ O ○—

Aspecte noi în domeniul cercetării presiunii rocilor în minele de lignit

Ing. L. Şandru, ing. L. Rădulescu, tehn. I. Stătulescu şi tehn. I. Solomonovici

Proprietăţile fizico-mecanice ale zăcămintelor şi rocilor înconjurătoare determină în mare măsură modul de dirijare a presiunii rocilor, iar mărimea, variaţia şi orientarea presiunilor dezvoltate în lucrările miniere sînt parametrii pe baza cărora se determină caracteristicile constructive ale elementelor de susţinere, precum şi monografiile de susţinere.

Lipsa datelor în legătură cu caracteristicile fizico-mecanice şi cu regimul de presiuni întîlnit la zăcămintele de lignit a făcut ca alegerea elementelor şi monografiilor de susţinere precum şi stabilirea modului de dirijare a presiunii rocilor înconjurătoare să se bazeze numai pe experienţa obţinută în cursul exploatării.

Uneori, practica a soluţionat problema susţinerii lucrărilor miniere şi a dirijării presiunii rocilor înconjurătoare în condiţii tehnico-economice satisfăcătoare, alteori însă, s-au folosit metode şi procedee necorespunzătoare, care au dus atît la indici tehnico-economici nesatisfăcători cît şi la greutăţi în exploatare.

Găsirea celor mai potrivite mijloace de susţinere şi determinarea metodelor de dirijare a presiunii rocilor se poate face numai în baza unor studii privind proprietăţile fizico-mecanice ale zăcămîntului şi ale rocilor înconjurătoare, variaţia presiunii rocilor şi tensiunile care iau naştere în jurul lucrărilor miniere (abataje, galerii etc.).

Interpretarea tuturor acestor date şi coordonarea lor este singurul mijloc care poate duce la o rezolvare corectă a problemelor referitoare la metodele de dirijare a presiunii, monografiile de susţinere, construcţia elementelor de susţinere etc.

Studierea acestor aspecte necesită însă o perioadă de cercetare şi utilaje de măsură şi control corespunzătoare.

Primele măsurători de presiune efectuate în abatajele cu front lung susţinute metalic s-au început spre sfîrşitul anului 1961 la E.M. Filipeştii de Pădure — stratul IV B superior Roşioara şi E.M. Voivozi — stratul I Borumlaca. Deşi în număr mic, măsurătorile efectuate în această perioadă au avut meritul unificării şi îmbunătăţirii metodologiei de cercetare şi a aparaturii de măsură.

Măsurătorile din 1962 s-au desfăşurat pe perioade mai lungi, s-au făcut mai sistematic şi completează date înregistrate în anul 1961 cu o seamă de constatări importante pentru susţinerea metalică a abatajelor cu front lung.

Pe baza acestor constatări se pot explica unele fenomene semnalate în abatajele cu front lung susţinute metalic, iar prin completarea lor în viitor, se va putea stabili baza ştiinţifică a susţinerii metalice pentru zăcămintele de lignit. Ca aparate de măsură s-au folosit stîlpi hidraulici tip GS, de construcţie sovietică, care au permis ca, prin adaptarea unui manometru la construcţia lor, să se poată realiza primele mijloace de înregistrare a variaţiei presiunii miniere în abatajele cu front lung.

Legarea manometrului la corpul stîlpului GS s-a făcut prin talpa originală a stîlpului, aceasta fiind construcţia cea mai uşor de realizat. Are însă dezavantajul că este solicitată în cazul înfigerii stîlpului în culcuş şi în timpul puşcării fapt pentru care s-au prevăzut apărătoarele metalice speciale.

O altă cale de realizare a măsurătorilor din subteran a fost aceea a folosirii curentului electric de joasă tensiune. Mesdozele cu traductoare inductive nu au dat rezultate satisfăcătoare deoarece la experimentare s-au obţinut variaţii importante în cea ce priveşte curba lor caracteristică, iar lucrul cu ele în subteran s-a desfăşurat în condiţii grele, datorită gabaritului voluminos şi aparatajului electric, scăderii de tensiune a curentului, curenţilor vagabonzi etc.

În anul 1962 s-a reluat problema mesdozelor hidraulice pentru cazul folosirii stîlpilor cu pană, unde, introducerea stîlpilor hidraulici (prevăzuţi cu manometru) ar denatura rezultatele, datorită principiului de funcţionare diferit pentru cele două tipuri de stîlpi (stîlpi cu portanţă crescîndă şi stîlpi cu portanţă imediată).

Principiul mesdozei hidraulice încercate în laborator în cursul anului 1962 de funcţionare este următorul :

Forţa exercitată de pistonul mesdozei asupra membranei metalice crează în ulei o presiune proporţională cu suprafaţa cilindrului, indicată de manometru. Deoarece suprafaţa este constantă, manometrul poate fi etalonat direct în kg sau tone.

Membrana metalică se află deasupra unei camere pline cu ulei, din care s-a scos inițial tot aerul. Verificarea mesdozei în laborator a dat rezultate bune, în sensul că la măsurătorile efectuate mesdoza a funcționat uniform.

Citirile de pe manometrul mesdozei s-au comparat cu indicațiile cadranului presei hidraulice, rezultînd variații maxime de ± 1 atmosferă (ceea ce reprezintă mai puțin de 0,1 tone).

În aceste condiții de funcționare, prototipul de mesdoze experimentat, a arătat că poate constitui un mijloc sigur de măsurare a presiunii, avînd în plus și o mare sensibilitate.

Mesdoza urmează a fi montată pe pălăria stîlpilor, imediat sub grindă. În prezent, se proiectează dispozitivul de montare pe stîlp. Acest dispozitiv trebuie să asigure transmiterea axială a presiunii pe mesdoză.

Rezultate obținute

În anul 1962 s-au efectuat măsurători de presiune la E.M. Voivozi — mina Borumlaca, stratul II și E.M. Motru mina pilot Horăști stratul X.

Mina Borumlaca

După o perioadă lungă de experimentare a susținerii metalice, în care timp s-au efectuat și măsurători de presiune, s-a constatat că exploatarea prin abataje cu front lung a stratului II Borumlaca nu este indicată tehnic, nici economic.

Înlocuirea abatajelor cu front lung cu abataje cameră se datorește existenței coperișului fals care însoțește permanent stratul II Borumlaca.

Coperișul fals, cu grosime de la 0,3—0,6 m la 0,8—1,0 m, este atît de friabil, încît cu toată banca de cărbune lăsată în coperișul stratului el a reușit să rupă de cele mai multe ori bandajele, surpîndu-se în cele două sau trei compartimente ale abatajului fără a solicita însă armăturile metalice (grindă de 2,2 m susținută pe patru stîlpi). La cele mai multe surpări produse în abatajul II, s-a constatat că armăturile stăteau în picioare, avînd gol deasupra grinzii, iar coperișul direct era nesurpat.

Îmbunătățirea bandajării tavanului (bandajarea lui perfectă cu scîndură de 4—5 cm grosime, în loc de 2—3 cm cum s-a folosit în ultima perioadă) a redus numărul surpărilor, însă nu le-a eliminat total.

Din măsurătorile efectuate s-au putut înregistra presiunile maxime și minime în diferite puncte ale abatajului și s-a putut constata într-o oarecare măsură variația presiunii de la rînd la rînd de stîlpi. Din cauza slabilor indici tehnico-economici realizați, a fost nevoie să se înlocuiască exploatarea prin fronturi lungi cu exploatarea în camere.

Această înlocuire a fost dictată de volumul mare de manoperă consumat la susținerea abatajului, pentru menținerea coperișului fals (bandajarea exagerat de atentă a tavanului, densitatea mare de susținere, existența stîlpilor în front etc.).

Ca rezistență a elementelor de susținere (stîlpi și grinzi) și ca densitate, susținerea metalică a corespuns condițiilor de zăcămînt în stratul II Borumlaca, însă din cronometrările efectuate, realizarea ei necesită circa 60—65% din durata ciclului, ceea ce a dus la productivități de 2,1—2,2, t/post.

Deși în cazul măsurătorilor efectuate în abatajul II mina Borumlaca, nu s-au putut soluționa total problemele susținerii metalice prin stîlpi și grinzi, și în special a unei monografii economice, totuși ele au o valoare practică în ceea ce privește dimensionarea susținerii metalice. Astfel:

— s-au determinat cu frecvență mare presiuni apropiate ca valoare, pe fiecare din cei patru stîlpi, și la fiecare poziție a lor în procesul tehnologic;

— s-au înregistrat perioadele undelor de presiune cu începerea și terminarea lor, precum și valoarea maximă a presiunilor dezvoltate;

— s-a putut face o oarecare comparație a presiunilor în diferite puncte ale abatajului etc.

Analizînd mai în detaliu valorile presiunilor înregistrate în perioada 15.05.1962—15.08.1962, se pot face următoarele constatări:

a. Pe perioade mai scurte sau mai lungi de înregistrare a presiunilor pentru aceeași poziție de grindă, nu se poate stabili o ciclicitate în dezvoltarea și manifestarea lor. Dacă au existat cazuri cînd presiunea (în tone/m^2) s-a menținut în limite apropiate, de la fîșie la fîșie, presiunea înregistrată pe fiecare stîlp în parte a variat în limite foarte largi.

Imposibilitatea constatării unei ciclicități în dezvoltarea și manifestarea presiunii în abataj considerăm că se datorește în special schimbării frecvente a stratigrafiei stratelor acoperitoare, atît ca natură cît și ca grosime.

b. Presiunile maxime s-au înregistrat de obicei pe stîlpii 4 și 1 (stîlpul 4 înainte de dirijare, iar stîlpul 1 înainte de manifestarea valului de presiune).

c. Undele de presiune apar de obicei după 6—10 fîșii, ceea ce ar corespunde ruperii coperișului principal, situat la circa 20 m de stratul II.

d. Valorile medii de presiune înregistrate pe diferite rînduri de stîlpi, la o deschidere a abatajului de 2,2 m au fost următoarele:

— stîlpul 1, 6—8 t;
— stîlpul 4, 6—10 t;
— stîlpul 2, 4—6 t;
— stîlpul 3, 4—6 t.

e. Presiunea măsurată pe stîlpul de dirijare la deschiderea abatajului de 3,2 m a fost de 8—13 tone.

f. După efectuarea puşcării în fîşia nouă, presiunea creşte pe stîlpul 1 cu 2—3 tone.

g. Dirijarea coperişului duce, după cum este şi normal, la o scădere a presiunii. Această scădere nu se produce brusc, ci într-o perioadă de 2—4 ore şi cu valori relativ mici (circa 2—4 t/m²).

h. La 4—8 ore după efectuarea puşcării, se constată o creştere a presiunii cu 3—5 t/m².

i. Presiunile medii înregistrate în timpul măsurătorilor au avut valori cuprinse între 12 şi 15 t/m², pentru deschiderea abatajului de 2,2 m şi de 10—13 t/m² pentru deschiderea abatajului de 3,2 m.

j. Presiunile maxime au depăşit valori de 22 t/m².

k. În timpul valurilor de presiune, presiunile maxime înregistrate au fost de 18—20 t/stîlp.

l. Convergenţa medie înregistrată a arătat valori cuprinse între 15 şi 35 cm.

m. Nu se pot face aprecieri în ceea ce priveşte corelaţia dintre durata ciclului şi creşterea presiunii în abataj, deşi au existat destul de multe situaţii, cînd la cicluri mai scurte s-au înregistrat presiuni mai mari şi invers. De aici reiese încă o dată în evidenţă modul diferit de prăbuşire a rocilor acoperitoare datorită variaţiei lor cantitative şi calitative.

n. De asemenea nu se pot face aprecieri asupra influenţei vitezei de avansare a frontului asupra presiunilor din abataj, deoarece vitezele lunare au variat în limite foarte apropiate (15—20 m/lună).

o. În zilele de repaus presiunea pe abataj este staţionară sau creşte foarte puţin (circa 1—2 t/m²).

Concluzii asupra măsurătorilor efectuate în abatajul II Borumlaca. Din cele prezentate mai sus, rezultă că măsurătorile efectuate la mina Borumlaca, stratul II, furnizează date suficiente asupra solicitărilor maxime la care sînt supuse elementele de suţinere (grinzi şi stîlpi). Ele răspund însă într-o măsură mică la problema manifestării presiunii miniere şi la posibilitatea dirijării ei în scopul evitării valurilor de presiune, a prăbuşirii coperişului direct la fiecare fîşie, întrucît coperişul fals a impus înlocuirea abatajelor cu front lung cu abatajecameră.

Mina pilot Horăşti

Măsurătorile s-au efectuat în stratul X, abatajul nr. 2, în perioada septembrie—noiembrie 1962.

Abatajul nr. 2 are o lungime de 50 m şi a fost susţinut pe o lungime de front de 38 m, cu stîlpi hidraulici tip GS 4/5 şi grinzi tubulare de 2,2 m şi restul de 12 m, cu rame păşitoare, acţionate hidraulic (prototip IV ICEMIN).

Condiţiile de zăcămînt. Stratul *X* Horăşti, în abatajul nr. 2 are o grosime de 2,2—2,5 m şi o înclinare de 1—2°. Cărbunele nu prezintă intercalaţii sterile. Feţele de clivaj fac cu frontul un unghi de 80—85°.

Culcuşul imediat al stratului este constituit dintr-o argilă vînătă, care nu umflă. În coperiş se găsesc formaţiuni marnoase — argilioase — nisipoase, care se surpă uşor. La circa 10—12 m de stratul X se găseşte stratul XI, de grosime mică, însă cu rezistenţa cea mai ridicată din complexul formaţiunilor acoperitoare. În figura 1 este redat profilul geologic al formaţiunilor acoperitoare.

Proprietăţile fizico-mecanice ale complexului culcuş—strat—coperiş sînt redate în tabela 1.

Pentru stabilirea proprietăţilor fizico-mecanice ale întregii coloane stratigrafice acoperitoare, s-a executat o suitoare din galeria de refugiu pînă la suprafaţă, cu care ocazie s-au prelevat probele necesare.

Tabela 1

Rezistenţa la rupere, kg/cm²	Coperişul	Stratul		Culcuşul
		I	II	
Compresiune	10,63	40,97	25,82	9,64
Încovoiere	6,56	13,32	12,88	—
Forfecare	4,14	10,03	9,90	—

Încercările mecanice de laborator sînt în curs.

În ceea ce priveşte încadrarea rocilor acoperitoare, din punctul de vedere al metodei de dirijare a prăbuşirii, situaţia se prezintă astfel:

— Imediat, deasupra stratului de cărbune se găseşte un coperiş fals de 0,2—0,3 m, care se desprinde o dată cu banca de cărbune. Menţinerea lui se poate face prin tragerea frigărilor şi bandajarea imediată a coperişului proaspăt dezvelit.

— Coperişul direct urmează coperişului fals şi ţine probabil pînă la suprafaţă. Fiind constituit din formaţiuni nisipoase sau chiar nisipuri, surparea lui se realizează în condiţii bune, aproape la fiecare fîşie.

Au fost însă şi situaţii, cînd primul strat de argilă şi coperişul direct au devenit mai puţin nisipoase, iar surparea lor a avut loc după 2—3 m.

— Deşi din profilele geologice se constată existenţa stratelor XI şi XII, totuşi stratul X Horăşti pare a nu avea coperiş principal. Explicaţia o găsim în faptul că rupturile de la suprafaţă premerg linia frontului cu 3—4 m.

Din cele prezentate mai sus şi pe baza datelor constatate practic, se poate afirma că condiţiile de exploatare ale stratului X Horăşti sînt destul de uşoare, iar exploatarea pe fronturi lungi, cu dirijarea presiunii rocilor acoperitoare prin surpare totală, nu ridică probleme speciale sau greu de rezolvat.

Monografia de susţinere aplicată. Se folosesc stîlpi GS 4/5 şi grinzi individuale de 2,2 m, prevăzute cu frigare din şină de 13,75 kg/m.

Monografia asigură lucrul cu combina K-52 M în condiţii satisfăcătoare.

Din cauza grosimii zăcămîntului de 2,2—2,5 m şi a înălţimii reduse a stîlpilor GS 4/5, exploatarea stratului X se face numai pe 2—2,1 m. Banca de cărbune de 0,3—0,4 m se lasă în talpa abatajului.

Faţă de monografiile folosite la puşcarea în viu sau la havare, la monografia din abatajul II Horăşti intervine operaţia suplimentară de tăiere a băncii de cărbune rămasă în tavan, ca urmare a înălţimii maxime de tăiere a combinei K-52 M, care este de 1,7 m.

Mersul operaţiilor din abataj şi succesiunea lor sînt redate în detaliu în figura 2.

De remarcat este faptul că dirijarea se face pe stîlpul 1 şi că stîlpul 2 se foloseşte la susţinerea spaţiului rezultat în urma tăierii primei fîşii de 0,5 m cu combina.

În aceste condiţii, în perioada măsurătorilor de presiune s-au realizat viteze de avansare de la 0,375 m/zi pînă la 1,00 m/zi, cu o viteză medie de 0,71 m/zi.

Vitezele mici realizate se explică prin întreruperile cauzate de defectarea transportoarelor, de curentul electric etc.

Extragerea unei fîşii de 1 m s-a realizat în medie, în 33—34 ore.

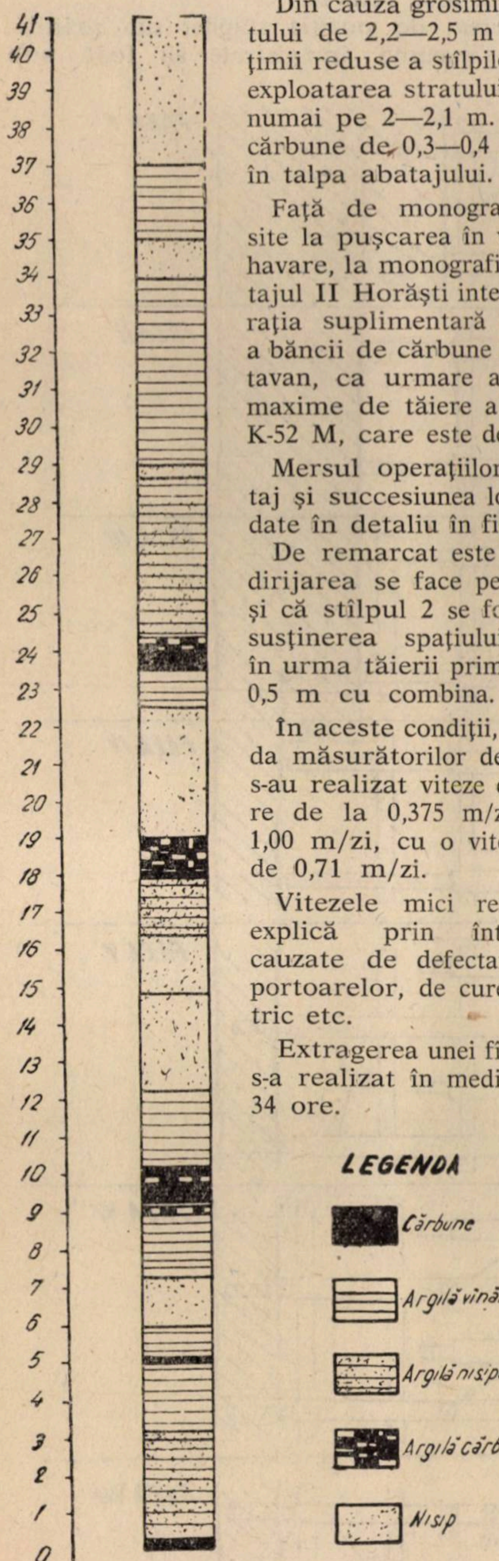


Fig. 1. Profilul geologic al coperişului str. X de la mina-pilot Horăşti.

Modul în care s-au făcut măsurătorile. Măsurătorile s-au efectuat pe 2—3 armături (grinda *A*, *B* şi *C*) prevăzute fiecare cu trei stîlpi cu manometre conform monografiei de susţinere aplicată, precum şi cu stîlpi cu manometre plasaţi pe o singură linie, în lungul frontului.

Grinzile *A* şi *B* s-au montat în diferite poziţii faţă de lungimea abatajului, în aşa fel ca să poată fi evidenţiată presiunea în cît mai multe puncte ale abatajului.

Schimbarea poziţiei grinzilor *A*, *B* şi *C*, a stîlpilor cu manometre dispuse pe o singură linie, de-a lungul abatajului, precum şi perioadele de înregistrare manifestate în abataj, sînt reprezentate schematic în figura 3.

S-au făcut măsurători pentru stabilirea :

— variaţiei şi mărimii presiunilor miniere ;

— convergenţei abatajului ;

— tasării stîlpilor hidraulici.

Citirile şi măsurătorile s-au efectuat din 2 în 2 ore, pe perioada extragerii a 28 fîşii, ceea ce reprezintă circa 2 500 citiri şi înregistrări.

Variaţa presiunilor înregistrate, precum şi valoarea lor, este prezentată pentru unele cicluri mai reprezentative în diagramele din figurile 4, 5, 6 şi 7.

Interpretarea rezultatelor obţinute. Spre deosebire de stratul II Borumlaca, măsurătorile de presiune efectuate în stratul X Horăşti sînt mai concludente.

Din analiza datelor obţinute, s-au făcut următoarele constatări :

a. Presiunea specifică (t/m^2) descreşte o dată cu mărirea suprafeţei de tavan, afectată aceluiaşi număr de stîlpi (3 stîlpi, în poziţii diferite dictate de monografia de susţinere). Astfel, la suprafaţa minimă de 1,76 m^2 (pentru deschiderea minimă a abatajului de 2,2 m), presiunea medie este de 13—14 t/m^2, înregistrîndu-se însă şi valori maxime de 16—18 t/m^2.

La o suprafaţă de 2,16 m^2, rezultată după tăierea cu combina a primei fîşii de 0,5 m, presiunile medii au fost de 10—12 t/m^2, iar cele maxime au atins valori de 14—15 t/m^2.

După executarea cu combina a fîşiei a II-a, suprafaţa aferentă celor trei stîlpi este de 2,56 m^2 (echivalentă deschiderii maxime de 3,2 m a abatajului), iar presiunea medie descreşte din nou, arătînd valori de 8—11 t/m^2.

Scăderea presiunii cu 5—6 t/m^2, în timp ce suprafaţa aferentă celor trei stîlpi creşte cu 0,8 m^2, arată că presiunea din abataj, după efectuarea dirijării, rămîne aproape constantă, cu toate că coperişul s-a dezvelit pe 1 m lăţime, prin extragerea unei noi fîşii.

Creşterea presiunii pe cei trei stîlpi, între două prăbuşiri constructive, este de 3—5 t, ceea ce, prin monografia folosită, nu reprezintă nici o problemă.

b. În ceea ce priveşte manifestarea presiunii de-a lungul frontului de lucru se poate spune, ca o observaţie generală, că presiunile se menţin aproape între aceleaşi limite între galeria colectoare şi galeria de refugiu.

Au fost perioade scurte cînd în apropierea galeriei de refugiu s-au înregistrat presiuni ceva mai mari ca cele normale (în special la începerea abatajului). Această situaţie se datoreşte grosimii mici a rocilor acoperitoare.

Spre mijlocul abatajului presiunea medie este cu 2—3 t/m² mai mare decît presiunea măsurată spre galeria colectoare şi de refugiu.

c) Rîndul 1 de stîlpi, la diversele operaţii ce se desfăşoară în abataj, a arătat următoarele (fig. 8):

— Solicitarea maximă a stîlpilor din rîndul 1 are loc în timpul efectuării operaţiilor de montare a stîlpilor din rîndul 2 în spatele transportului, şi după depilarea bancului superior de cărbune, rămas de la tăierea fîşiei nr. 1 şi 2 de către combină; valoarea medie a presiunii pe această linie de stîlpi este de 5,5—7 t/stîlp. Presiunile maxime au înregistrat valori de 14—16 t/stîlp.

— Presiunea minimă pe rîndul 1 de stîlpi se înregistrează după montarea stîlpului 1 la grinzile vecine (grinzile *B*).

— Stîlpii din rîndul 1 sînt stîlpii cu cea mai mare durată de funcţionare pe perioada unui ciclu.

d. Stîlpii din rîndul 2 au o durată redusă de funcţionare în cadrul ciclului (fig. 9). Valoarea medie a presiunii este de 4—5 t/stîlp, cu un maxim inexplicabil de 18—19 t/stîlp.

e. Rîndul *3* de stîlpi este solicitat constant (6—7 t/stîlp) în timpul efectuării operaţiei de tăiere a fîşiei nr. 1 şi 2; presiunea pe el creşte o dată cu începerea susţinerii fîşiei noi, cînd s-au înregistrat valori de 8—10 t/stîlp (fig. 10).

f. Rîndul 1 f de stîlpi corespunde demontării stîlpului 2 de la grinda *A* (vezi monografia) situat în spatele stîlpului 1, şi montarea lui în faţa stîlpului 1. În această poziţie, rîndul 1 f de stîlpi rămîne pe perioada de executare a tăierii fîşiei a II-a, de către combină.

Măsurătorile efectuate pe acest rînd de stîlpi arată presiuni mai mici decît cele înregistrate pe stîlpii 1, cu circa 2—3 t/stîlp şi uneori chiar 5—7 t/stîlp.

După cum se poate vedea din diametrele din figura 11 au existat şi situaţii cînd presiunea pe rîndul de stîlpi 1 *f* a fost mai mare decît pe rîndul 1, însă frecvenţa a fost redusă.

g. Indiferent de poziţia stîlpilor sub grindă, presiunile maxime înregistrate au fost sub

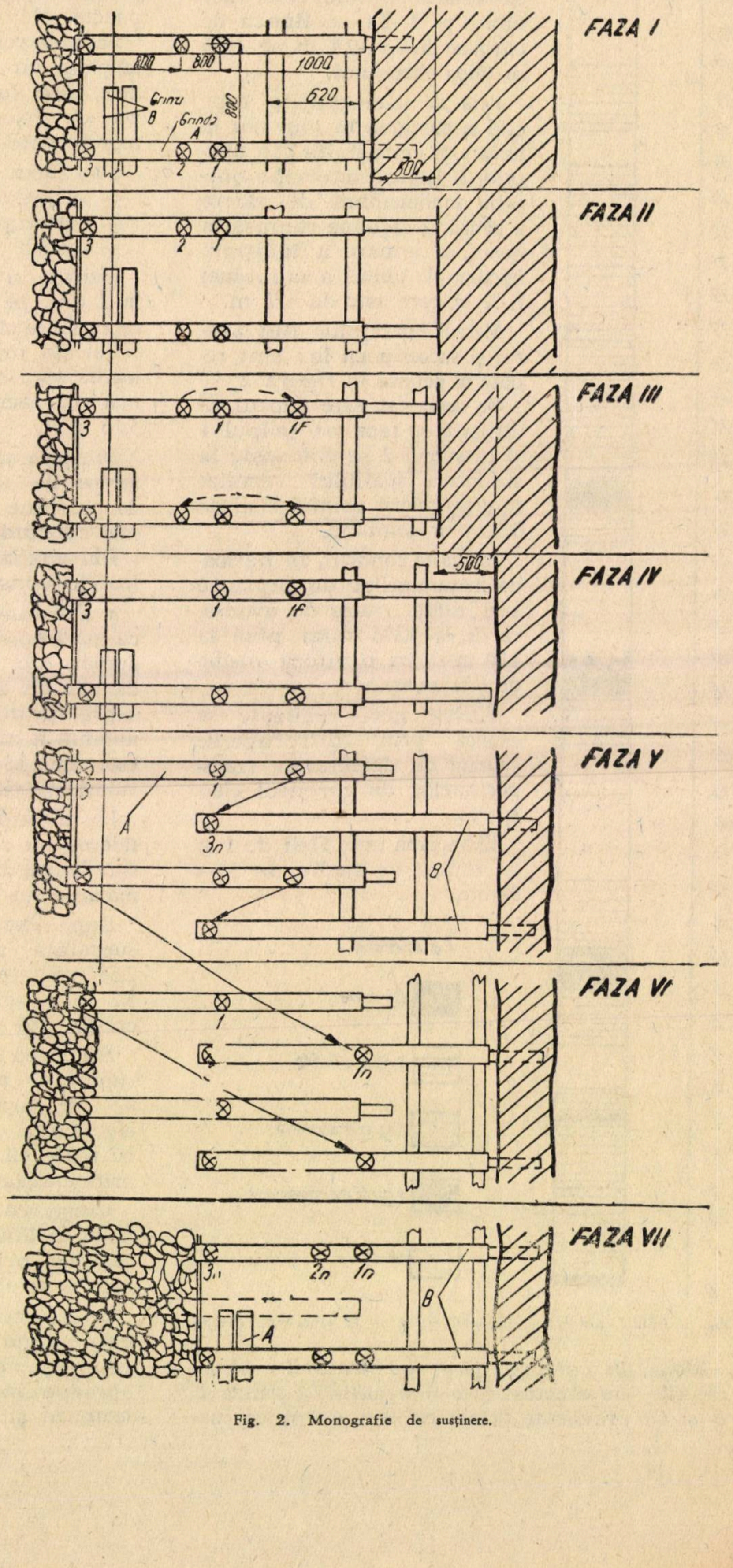


Fig. 2. Monografie de susţinere.

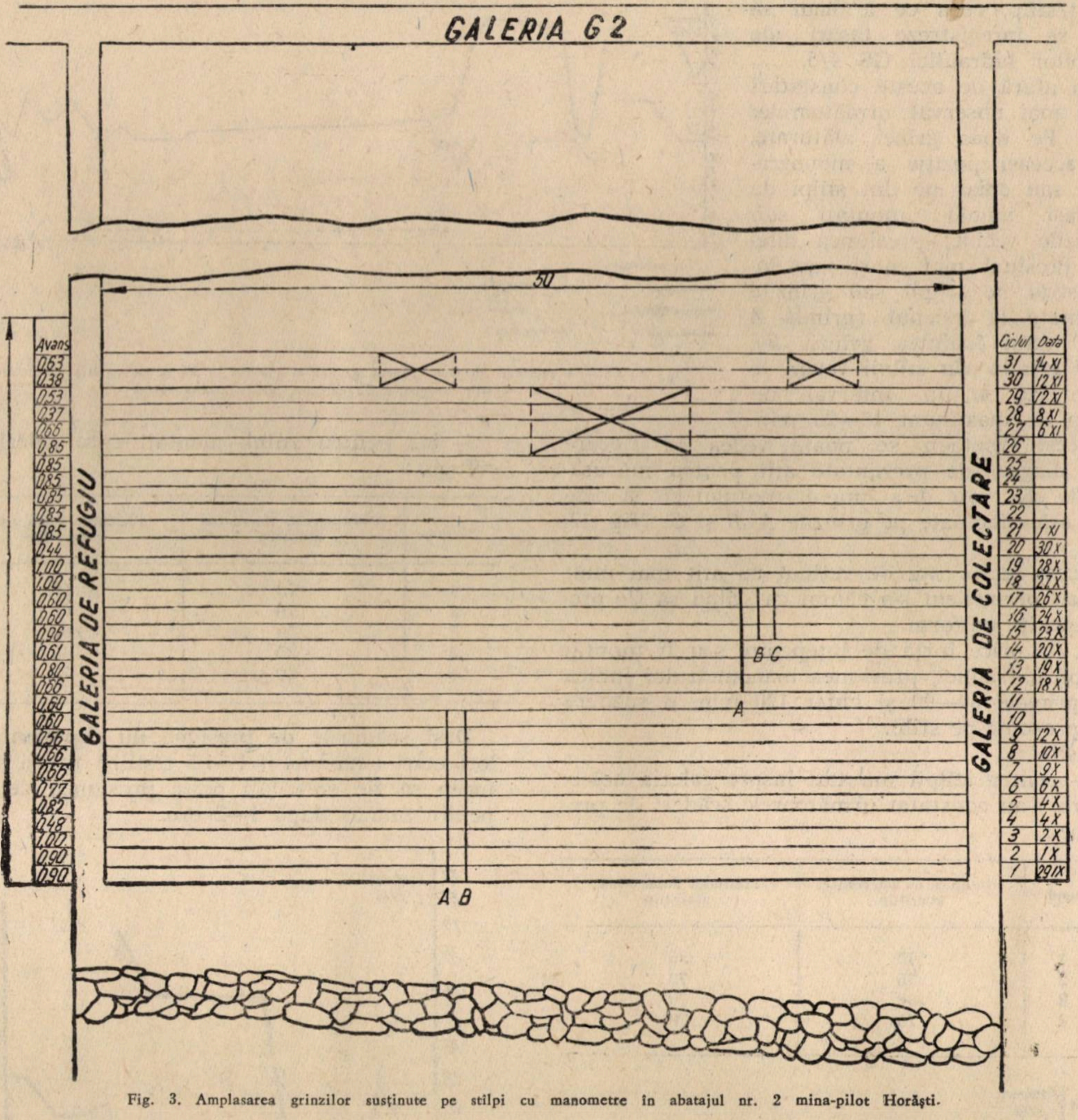

GALERIA G2
50
Avans
0,63
0,38
0,53
0,37
0,66
0,85
0,85
0,85
0,85
0,85
0,85
0,44
1,00
1,00
0,60
0,60
0,96
0,61
0,80
0,66
0,60
0,60
0,56
0,66
0,66
0,77
0,82
0,48
1,00
0,90
0,90
GALERIA DE REFUGIU
B C
A
A B
GALERIA DE COLECTARE
Ciclul Data
31 14 XI
30 12 XI
29 12 XI
28 8 XI
27 6 XI
26
25
24
23
22
21 1 XI
20 30 X
19 28 X
18 27 X
17 26 X
16 24 X
15 23 X
14 20 X
13 19 X
12 18 X
11
10
9 12 X
8 10 X
7 9 X
6 6 X
5 4 X
4 4 X
3 2 X
2 1 X
1 29 IX

Fig. 3. Amplasarea grinzilor susținute pe stilpi cu manometre în abatajul nr. 2 mina-pilot Horăşti.

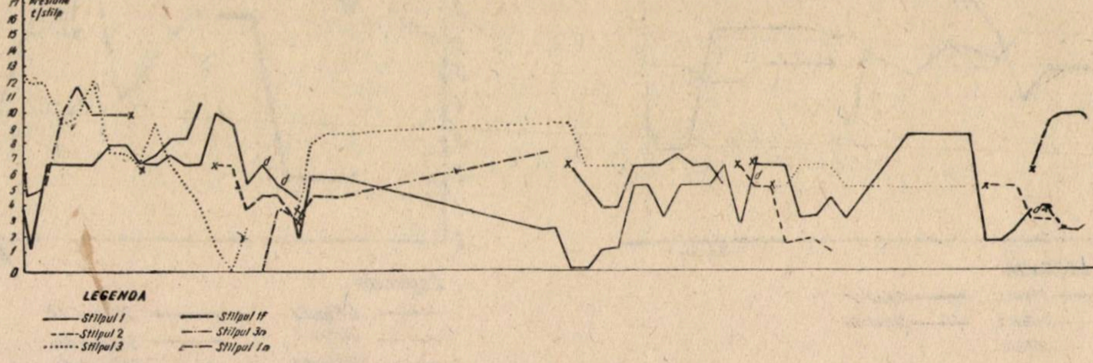


Fig. 4. Variația presiunii în timp pentru grinda *A* plasată la 80 m de galeria colectoare : *d* — stilp în poziție de dirijare pentru grinda veche.

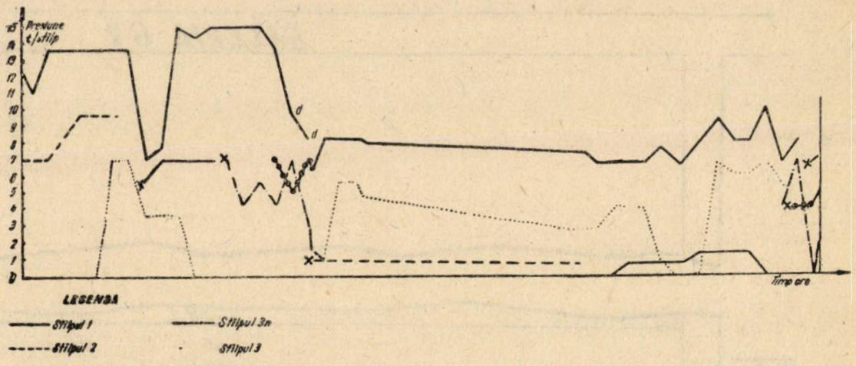


Fig. 5. Variația presiunii în timp pentru grinda *B* plasată la 29 m de galeria colectoare ; *d* — stîlp în poziția de dirijare pentru grinda veche.

20 t/stîlp, ceea ce a făcut să nu se înregistreze tasări ale stîlpilor hidraulici GS 4/5.

În afară de aceste constatări s-au mai observat următoarele:

a. Pe două grinzi alăturate, în aceeași poziție a monografiei, sau chiar pe doi stîlpi de același număr, montați sub grinzile vecine, presiunea diferă. Presiuni mai mari s-au înregistrat pe stîlpii sau grinzile montate la început (grinda *A* s-a mutat înaintea grinzii *B*), deși grinda sau stîlpii vecini se montează la un interval de timp de maximum 15—20 min. Acest fenomen se poate vedea în fiecare din diagramele prezentate atît pentru măsurătorile efectuate de-a lungul frontului cît și pentru cele efectuate pe grinzile *A*, *B* și *C*, (fig. 12, 13).

Acest lucru este de reținut cu atît mai mult cu cît permanent s-a căutat ca stîlpii să fie preînțepeniți uniform.

b. La orice forță de înțepenire s-ar fi montat stîlpii hidraulici, presiunea manometrului indica în primele 60—90 și chiar 120 min, o scădere de presiune pe stîlp.

Astfel :

— pentru stîlpii montați înspre galeria colectoare, s-au constatat următoarele scăderi de presiune :

Stîlpul	Presiunea de înțepenire, atm/stîlp	Presiunea după o oră, atm/stîlp
1	75	55
2	75	70
3	80	70
4	75	70

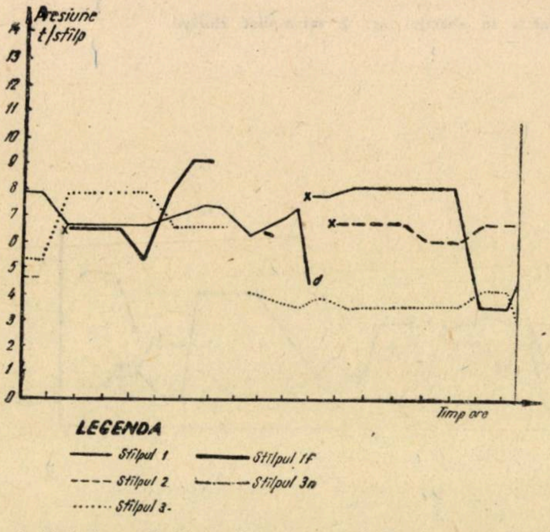


Fig. 6. Variația presiunii în timp pentru grinda *A* plasată la 13 m de galeria colectoare ; *d* — stîlp în poziție de dirijare pentru grinda veche.

— iar pentru stîlpii montați spre galeria de refugiu :

Stîlpul	Presiunea de înțepenire, atm/stîlp	Presiunea după o oră, atm/stîlp
1	70	55
2	70	60
3	70	60
4	50	45
5	80	75

Deși scăderile de presiune nu reprezintă valori mari (maximum 1—1,5 t/stîlp) totuși stîlpii încep să fie solicitați peste presiunea de înțepenire numai după 1—2 ore.

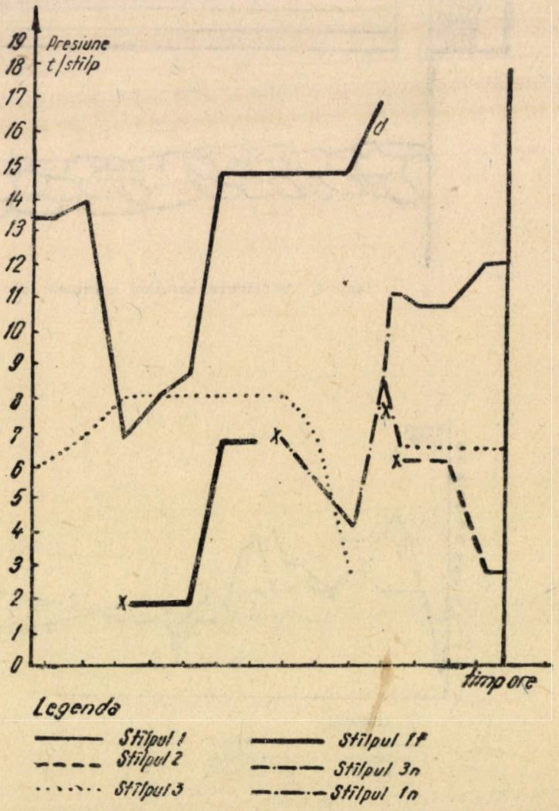


Fig. 7. Variația presiunii în timp pentru grinda *C* plasată la 11 m de galeria colectoare ; *d* — stîlp în poziție de dirijare pentru grinda veche.

Aceasta înseamnă că unele rezistenţe ivite în timpul înţepenirii stîlpilor cedează în prima perioadă de funcţionare a lor, după care stîlpii preiau efectiv presiunea dezvoltată de rocile acoperitoare.

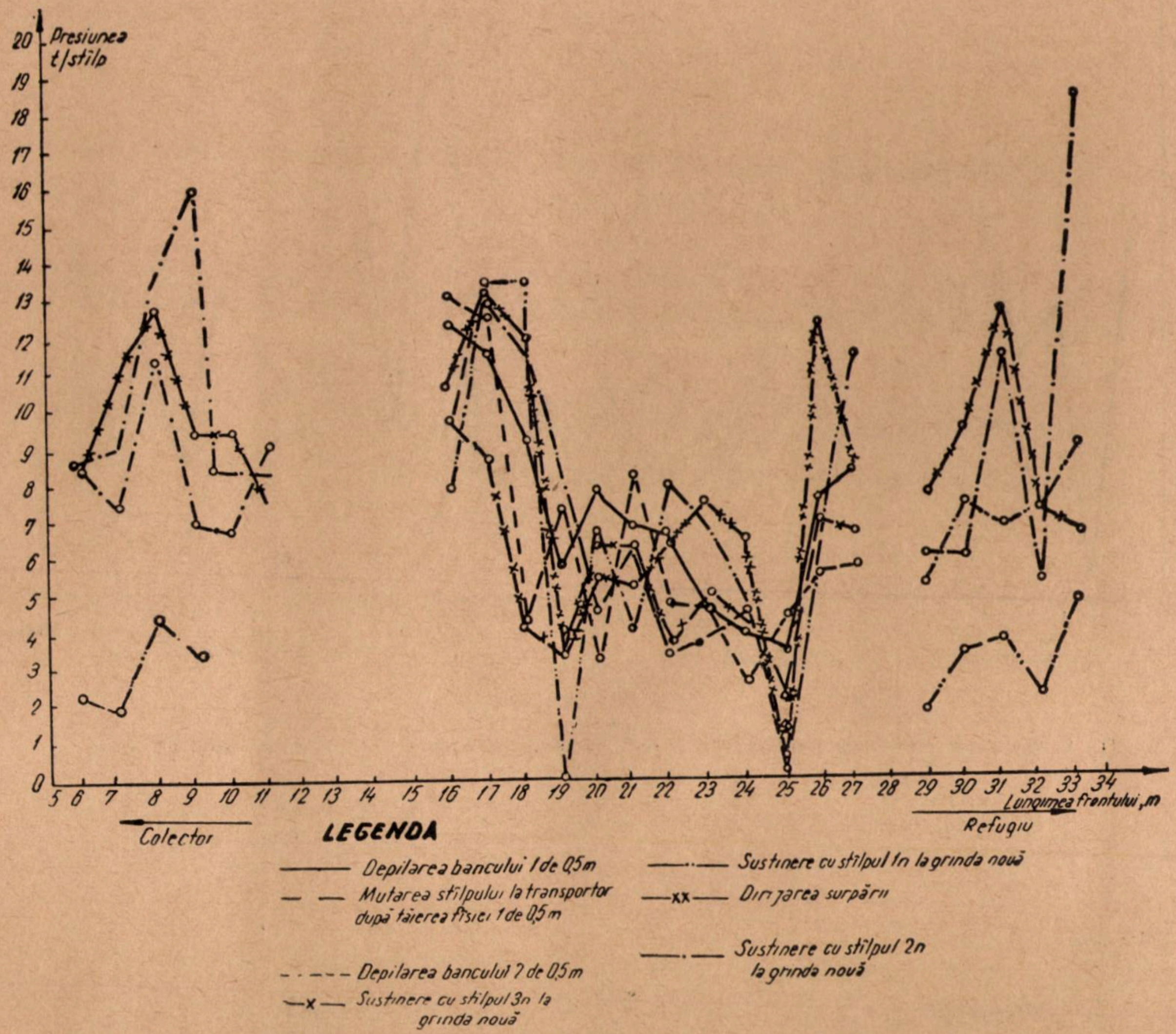


Fig. 8. Variaţiile de presiune de-a lungul frontului pe rîndul de stîlpi 1 în timpul efectuării diverselor operaţii de abataj

c. Stratul X Horăşti fiind la o distanţă mică de suprafaţă (20—25 m), în timpul exploatării panourilor I şi II s-au observat la zi deplasări foarte clare.

Ca o primă constatare se observă că rupturile de la suprafaţă devansează linia frontului de lucru cu 4—6 m, ceea ce explică şi presiunea mare pe primul rînd de stîlpi (în comparaţie cu rîndul 2 şi 3 şi în special, necesitatea folosirii frigărilor cu ţepuşe. În ceea ce priveşte modul de prăbuşire a coperişului, s-a observat că la 3—6 fîşii, dirijarea completă a coperişului nu se face imediat după răpirea stîlpilor, ci după 2—6 ore.

Din corelarea observaţiilor din mină cu cele de la suprafaţă, se constată că la acelaşi interval de timp apar rupturi noi la suprafaţă, iar cele vechi se accentuează.

Crăpăturile de la suprafaţă sînt la distanţă de 4—8 m una de alta, cu lăţimi de 10—70 cm şi denivelări pînă la 0,75 m.

d. În ceea ce priveşte convergenţa din abataj, ea are valori reduse (maximum 10—15 cm la deschiderea abatajului de 2,2 m).

Datorită faptului că ruperea rocilor acoperitoare premerge linia frontului, au fost cazuri cînd convergenţa rocilor înconjurătoare s-a manifestat înspre front şi nu spre linia de surpare.

Acesta este fenomenul des întîlnit după tăierea cu combina a primei fîşii, situaţie care se elimină însă permanent, prin montarea grinzilor noi.

Concluzii asupra măsurătorilor efectuate în stratul X mina pilot Horăşti. Deşi măsurătorile efectuate trebuie continuate pentru a avea, pe de-o parte date statistice suficiente, iar pe de

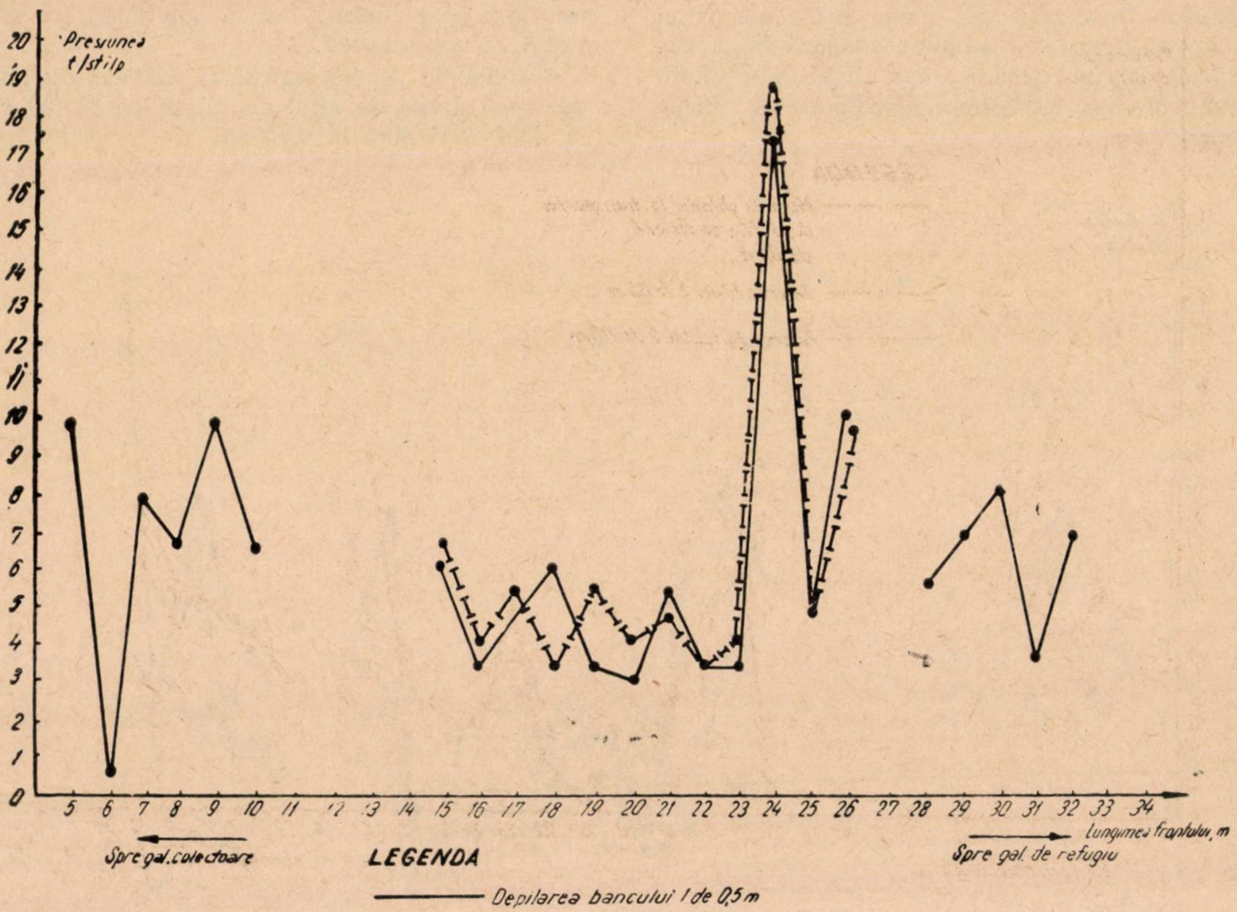


Fig. 9. Variațiile de presiune de-a lungul frontului pe rîndul de stîlpi 2 în timpul efectuării diverselor operații din abataj.

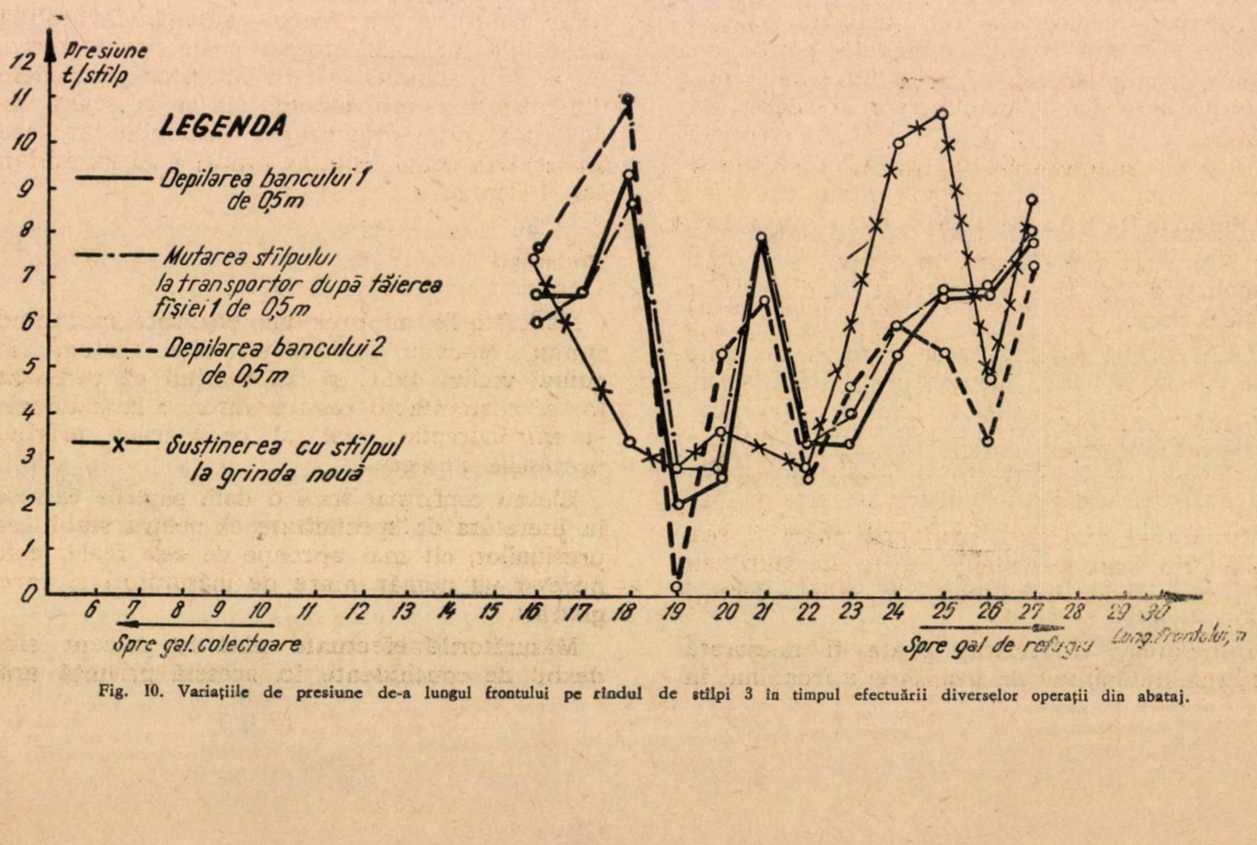


Fig. 10. Variațiile de presiune de-a lungul frontului pe rîndul de stîlpi 3 în timpul efectuării diverselor operații din abataj.

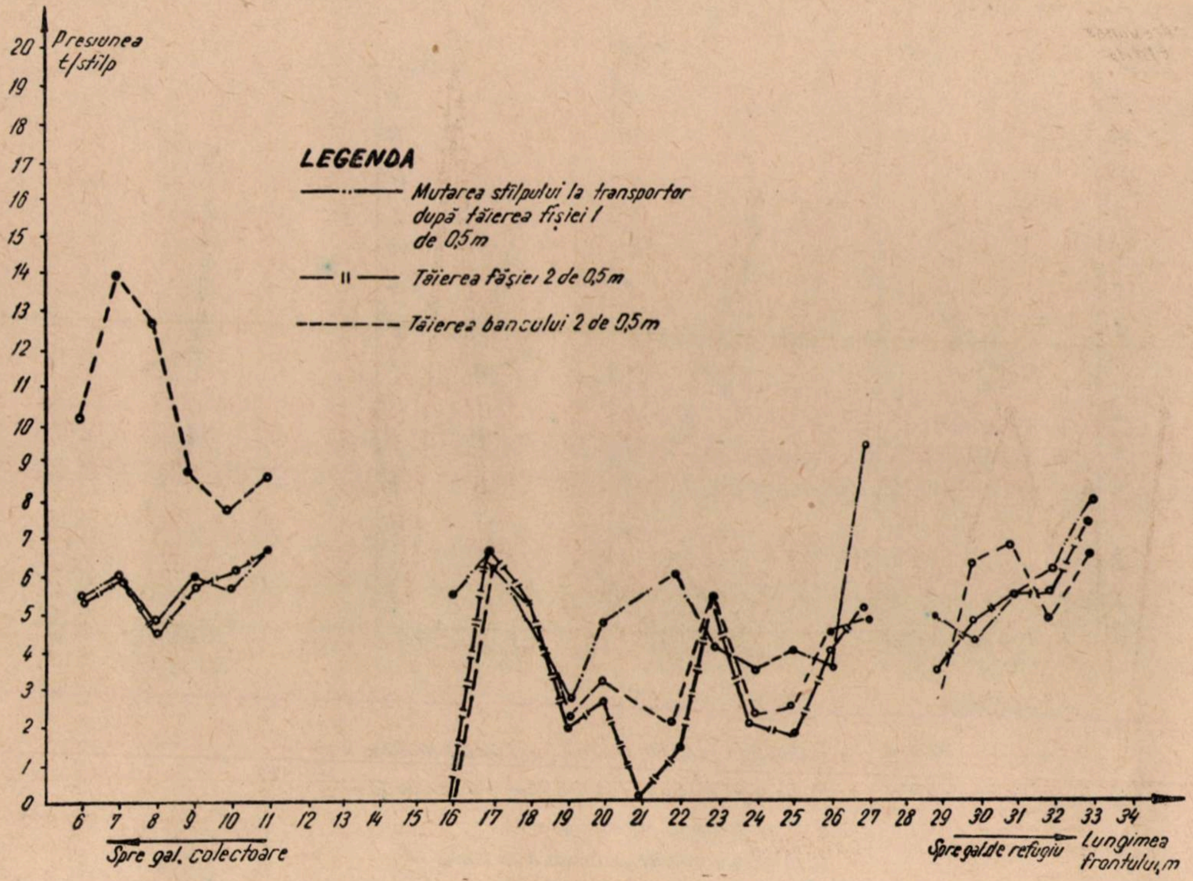


Fig. 11. Variațiile de presiune de-a lungul frontului pe rîndul de stîlpi 1 f în timpul efectuării diverselor operații din abataj.

altă parte, de a urmări și soluționa noile aspecte apărute în timpul experimentărilor efectuate, ele totuși permit a se întrevedea următoarele concluzii :

a. actuala monografie de susținere asigură sarcini portante pentru diferitele poziții ale celor trei stîlpi hidraulici GS 4/5, cu mult mai mari decît presiunile manifestate în abataj.

Astfel :

— la deschiderea minimă de 2,2 m a abatajului, grinda pe trei stîlpi poate prelua o sarcină maximă de 34,0 t/m^2 pe cîtă vreme presiunea maximă măsurată pentru aceeași lățime a abatajului a arătat valori maxime de 16—18 t/m^2 ;

— la deschiderea maximă a abatajului (3,2 m) cei trei stîlpi acoperă o suprafață de 2,56 m^2, ceea ce înseamnă că sarcina lor portantă este de 23,3 t/m^2. La aceeași deschidere, presiunea maximă înregistrată este de numai 13—14 t/m^2.

De aici rezultă că actuala monografie de susținere poate fi simplificată, în sensul micșorării densității de susținere.

Micșorarea densității susținerii poate fi realizată prin mărirea distanței între armături sau prin micșorarea numărului de stîlpi aferenți unei grinzi.

b. Presiunea de abataj poate fi micșorată prin mărirea vitezei de avansare a frontului, în așa fel ca linia de ruptură a coperișului să fie în urma frontului de lucru și nu să-l premeargă, așa cum se petrec lucrurile în prezent.

Care trebuie să fie viteza de avansare a frontului pentru a se realiza situația favorabilă semnalată mai sus, nu se poate spune acum. Ea poate fi stabilită atît în laborator, pe modele din materiale echivalente, cît și la scară industrială, prin organizarea abatajului în așa fel încît să poată asigura avansări de minimum 1,2—1,3 m/zi.

Concluzii

Măsurătorile de presiune efectuate în cursul anului 1962 s-au adăugat la cele efectuate în cursul anului 1961, și au meritul că pe baza lor se poate stabili pentru viitor, o metodologie și un îndreptar real al cercetărilor privind presiunile miniere.

Ele au confirmat încă o dată părerile expuse în literatura de specialitate că pentru stabilirea presiunilor, cît mai aproape de cele reale, este necesar un număr mare de măsurători și înregistrări.

Măsurătorile efectuate pînă în prezent sînt destul de concludente în această privință ară-

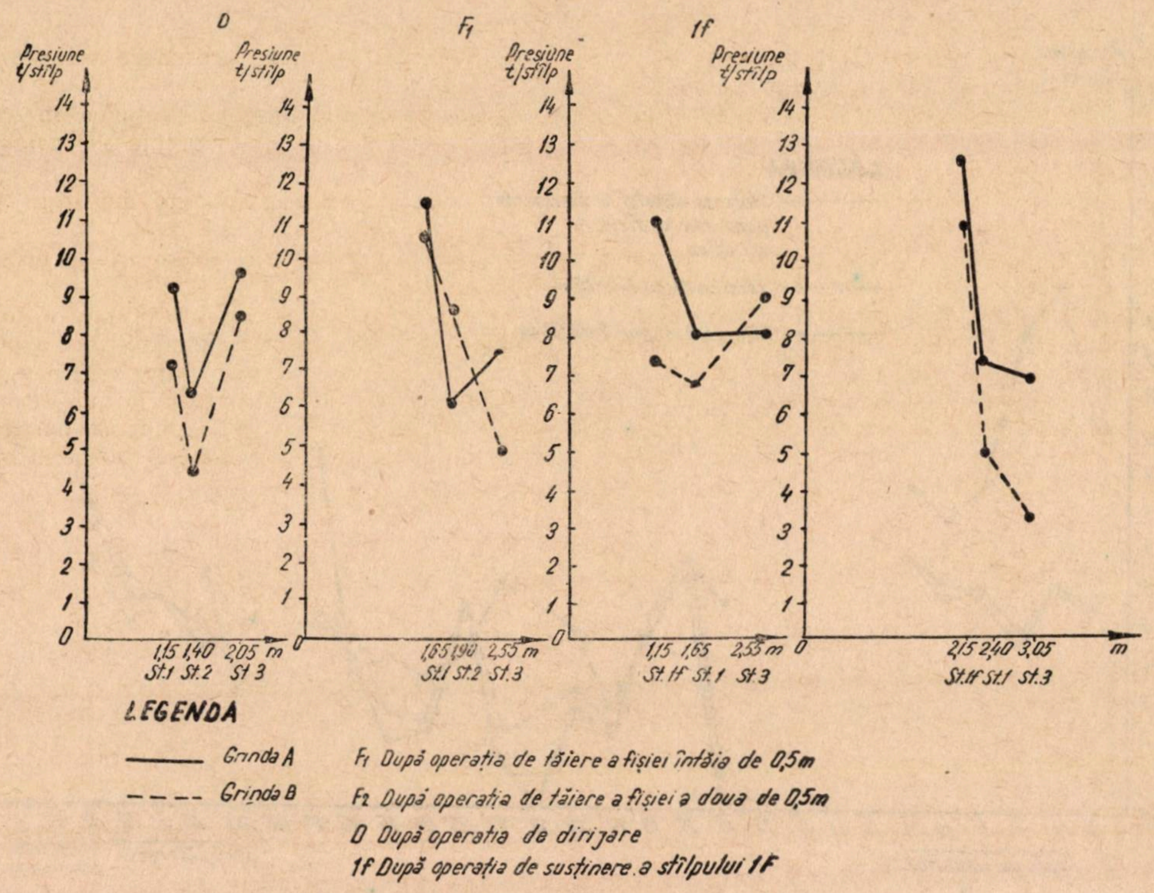


Fig. 12. Diagrame privind variaţia presiunii pe stilpi pentru grinzile *A* şi *B* plasate la 30 m respectiv 29 m de galeria colectoare în timpul efectuării diverselor operaţii.

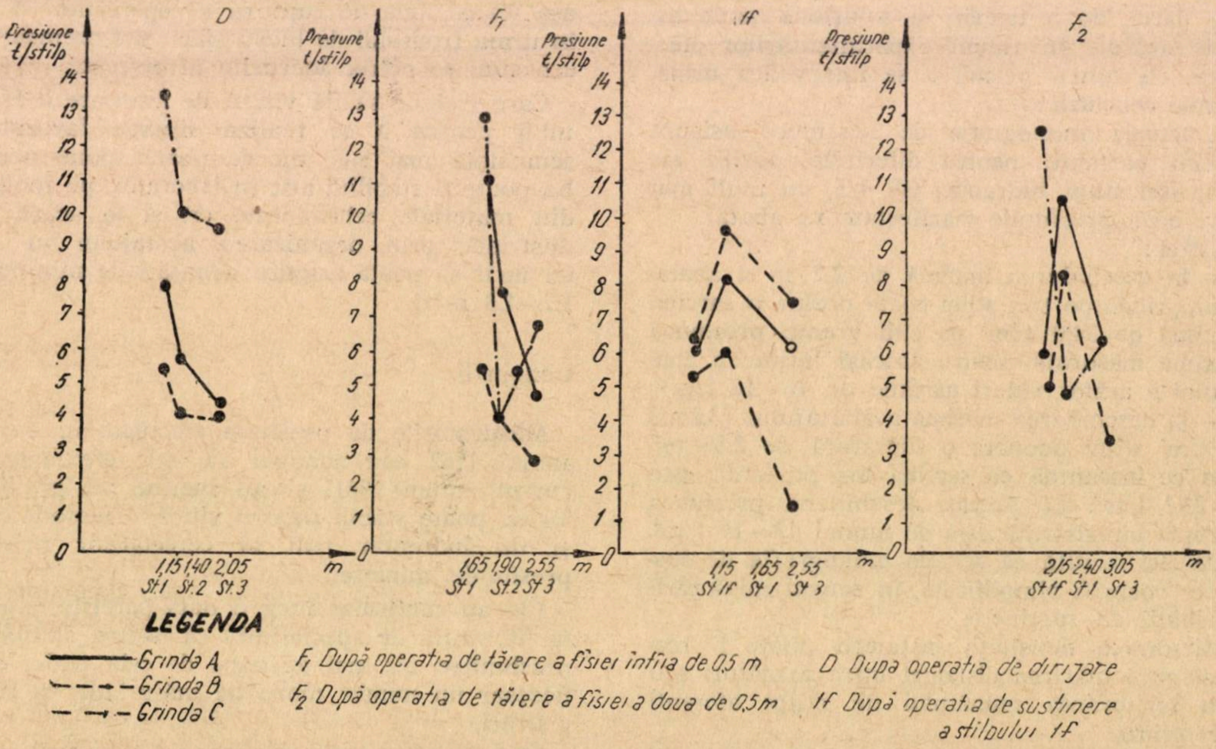


Fig. 13. Diagrame privind variaţia presiunii pe stîlpi pentru grinzile *A*, *B* şi *C* plasate la 13 m, 12 m şi 11 m de galeria colectoare în timpul efectuării diverselor operaţii în abataj.

tînd că presiunea variază nu numai de la fîşie la fîşie, ci şi între armăturile vecine.

Cu cît numărul măsurătorilor va fi mai mare, cu atît problema presiunii lor va putea cuprinde toate fenomenele manifestate în abataj, iar interpretările şi valorile determinate, vor asigura reuşita susţinerii abatajului şi dirijării surpării, cu indici tehnico-economici corespunzători.

În afară de datele obţinute pînă acum în legătură cu valoarea presiunilor miniere în diferite condiţii de zăcăminte şi situaţii din abataj şi care sînt de un real folos pentru dimensionarea elementelor de susţinere (în special stîlpi şi grinzi) şi îmbunătăţirea monografiilor de susţinere, măsurătorile efectuate au arătat necesitatea studierii speciale a unor aspecte foarte importante, cum ar fi:

— înţepenirea stîlpilor;
— influenţa golurilor subterane asupra suprafeţei;
— determinarea înfigerii stîlpilor în culcuş şi stabilirea cît mai corectă a convergenţei abatajului;
— modul în care cărbunele din front poate ajuta susţinerea din abataj;
— noi dispozitive de măsurare a presiunii, ş.a.m.d.

Numai printr-o strînsă interpretare a tuturor datelor obţinute pentru fiecare din aspectele semnalate mai sus, se vor putea trage concluzii reale şi se va putea progresa într-un ritm mai rapid în cunoaşterea şi explicarea particularităţii fenomenelor de presiune a rocilor în minele de lignit.

* * *

Dimensionarea treptelor de haldă interioară la I. M. Rovinari

Prof. V. Poboran, asist. Zoe Gonteanu
şi asist. I. Matei

Exploatarea lignitului în cariera de la Rovinari, pe Jiu, are de rezolvat unele probleme legate de structura rocilor şi de hidrogeologia regiunii, elemente determinante în alegerea parametrilor constructivi ai carierei.

În cele ce urmează se prezintă unele aspecte ale modului de dimensionare a treptelor de haldă în cariera nr. 1.

I. SCURTE CONSIDERAŢII ASUPRA GEOLOGIEI ŞI HIDROGEOLOGIEI REGIUNII

Depozitele sedimentare aparţin pliocenului, reprezentat aici prin toate etajele sale:

Meoţianul are o grosime de 400—500 m şi este alcătuit din marne nisipoase şi nisipuri cu intercalaţii slab cimentate şi gresii.

Ponţianul cuprinde depozite care ating 600 m şi este constituit în general din marne.

Dacianul este constituit din nisipuri, marne nisipoase şi argile nisipoase, în care se află localizate stratele de lignit. Grosimea maximă a depozitelor daciene, care includ şi zonele productive, este — după I.S.E.M. — de 350 m.

Levantinul conţine depozite acvifere şi este reprezentat prin: nisipuri, pietrişuri şi bolovănişuri, cu alternanţe de marne, argile vinete şi intercalaţii subţiri de lignit.

Numărul stratelor de lignit identificate în regiunea bazinului Rovinari este de şapte, din care:

— stratele I şi II sînt intercalate în nisipuri acvifere arteziene;

— stratele III, IV şi V constituie obiectul exploatării lignitului la zi şi subteran;

— stratele VI şi VII apar sporadic, fiind erodate în marea lor parte.

Culcuşul stratului II de lignit constă din roci nisipoase care conţin ape arteziene.

Între stratele II şi III este localizat un pachet de argile cu rare apariţii de nisipuri fosilifere, în grosime de 8—10 m.

Stratul III, întîlnit în toate forajele de explorare executate în bazin, este exploatat în cariera I şi are o grosime exploatabilă între 12 şi 14 m.

Prin grosimea utilului din strat cît şi prin extinderea sa mare, stratul III, de cărbune este stratul principal din regiune, cu rezervele cele mai mari şi cu posibilităţi de exploatare atît în cariere cît şi în subteran.

Stratul IV, situat la 14—40 m deasupra stratului III de lignit, este erodat în mare parte şi apare în cariera I cu o grosime de 0,4—2 m.

Stratul V de lignit apare numai în zonele sinclinale, precum şi în regiunea Peşteana unde are o grosime de 2,70 m.

Stratul VI de lignit apare în zona de sinclinal în regiunea Peşteana şi are o grosime de 1,90 m.

Stratul VII apare între Rovinari şi Peşteana avînd o grosime locală pînă la 8 m.

Tectonica zăcămîntului

Zăcămîntul, care face obiectul exploatării la zi de la Rovinari, este un anticlinal cu direcţia aproape est-vest avînd flancurile înclinate cu 4—6° spre nord şi 5—8° spre sud.

În cariera I apare o parte din flancul nordic al anticlinalului, limitat de două falii, — una la nordul şi alta la sudul perimetrului —, falii care au produs denivelări ale planelor de coperiş şi culcuş şi care au permis erodarea parţială a stratelor IV, V şi VI din regiune.

Tot ca urmare a acestor denivelări porţiunea din flancul nordic care se exploatează în cariera I prezintă o deviere a înclinării spre N—NE, fapt care a indicat şi amplasamentul punctului de colectare a apelor din carieră.

I Strate acvifere în perimetrul carierei

După constituţia rocilor şi caracterul apei, stratele acvifere din regiune se pot împărţi în trei zone : strate acvifere freatice, strate acvifere legate de orizontul productiv, strate acvifere arteziene.

Stratele acvifere freatice sînt legate de depozite de aluviuni cuaternare şi constituite din sol vegetal, argile nisipoase, prafuri nisipoase şi nisipuri argiloase cu grosimi variabile de 0,8—4 m, urmate de nisipuri, prundişuri şi bolovănişuri sedimentate în nisip cu grosimi între 2 şi 8 m. Constituţia acestor pachete este foarte variată, atît ca granulaţie cît şi ca element de colmatare, uneori acesta fiind format din argilă, alteori din praf.

Infiltraţiile din precipitaţii se dirijează pe planul de coperiş al rocilor impermeabile spre taluzele lucrărilor miniere deschise.

Nivelul hidrostatic al apelor freatice este influenţat de nivelul Jiului şi se situează la 2—4 m de la suprafaţă.

Stratele acvifere legate de orizontul productiv au rezerva de apă înmagazinată în nisipuri şi argile nisipoase, precum şi în interstiţiile stratelor de lignit unde ajung prin înfiltrare din nisipurile arteziene sau de la suprafaţă.

Coeficienţii de filtrare, determinaţi prin foraje şi prin metode de laborator la ICEMIN, au valori cuprinse între 0,83 şi 0,975 m/zi.

Stratele acvifere arteziene apar ca o a treia zonă de nisipuri acvifere în culcuşul stratului II.

Aceste nisipuri, cu mare răspîndire şi grosime de peste 100 m, sînt captive şi capabile de erupţii, presiunea apei în regiunea axului anticlinalului fiind în jurul a 4—6 at.

Apele care alimentează zona arteziană sînt ape de precipitaţii şi de infiltraţii din rîurile regiunii : Jiul, Tismana, Bistriţa şi Jaleşul, care contribuie la menţinerea unui debit aproape invariabil al apelor din subteran, deşi precipitaţiile atmosferice sînt foarte variate.

Nivelul piezometric se află în jurul cotei 165—166 m, iar panta piezometrică de 0,25—0,28%.

Nisipul din orizontul artezian are un coeficient de permeabilitate mare, valorile acestui coeficient măsurate în laborator cu permeametrul diferind foarte mult de cele determinate prin pompări experimentale executate de ICEMIN: Kp = 6—8 m/zi — prin pompare, şi 9—30 m/zi — în laborator.

Debitele curentului de apă din stratul artezian al cărui sens de curgere general este nord-sud variază cu locaţia punctului de măsurare. În medie forajele hidrogeologice executate au indicat pentru această regiune debite specifice de 1,3—2,5 l/s.

II. CONDIŢIILE DE EXPLOATARE

Pe măsura exploatării stratului III în cariera nr. 1 s-a pus problema depozitării sterilului descopertat şi a evitării pătrunderii nisipului acvifer prin culcuşul de argilă al stratului III.

Prima problemă s-a soluţionat, într-o primă fază, prin formarea aşa-numitului dig la Jiu — crearea unei halde exterioare de-a lungul Jiului. Rolul acestei halde este, pe de o parte, de a evita pătrunderea apelor de revărsare în interiorul carierei, iar pe de altă parte, să reducă infiltraţiile din Jiu, prin închiderea interstiţiilor din stratul de cărbune care favorizează asemenea infiltraţii.

În adevăr, atît la baza haldei care formează digul la Jiu, cît şi în treptele de haldă interioare create prin depozitarea sterilului în spaţiul exploatat, înfiltraţiile din Jiu au fost neglijabile şi n-au cauzat mişcări de teren.

Cea de-a doua problemă este evitarea ruperii culcuşului argilos al stratului III datorită solicitărilor produse de presiunea nisipului acvifer artezian şi a variaţiei de sarcină cauzată de descopertarea şi extragerea utilului, urmată de reîncărcarea vetrei prin formarea haldelor interioare. Această problemă a fost soluţionată de către conducerea exploatării, prin lăsarea neextrasă a unei felii de zăcămînt pe culcuş în grosime de 1—1,5 m şi prin reducerea deschiderii de vatră, între frontul de lucru şi piciorul primei trepte a haldei interioare. În afară de aceste măsuri, s-a urmărit reducerea prin foraje a presiunii hidrostatice a apelor din nisipul acvifer artezian.

În situația lucrărilor din cariera nr. 1, s-a pus problema determinării înălțimii haldei de steril formată în interiorul carierei, în așa fel ca această încărcare să nu provoace mișcarea și chiar ruperea pachetului de argile din culcușul stratului III, mișcare cauzată mai ales de tendința de împingere a treptelor de haldă înalte, dinspre malul Jiului înspre frontul de lucru (fig. 1 și 2).

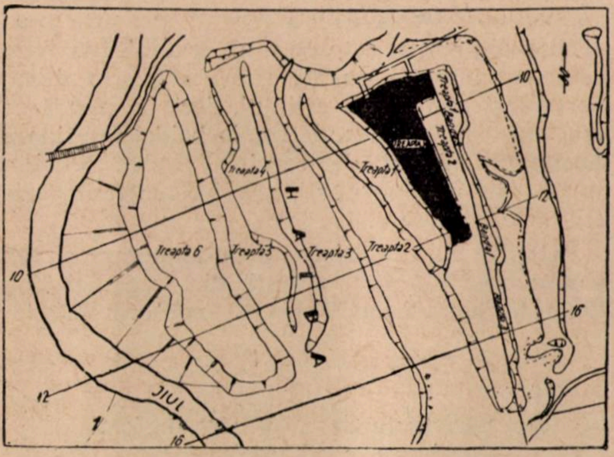


Fig. 1. Schița schematică a carierei nr. 1.

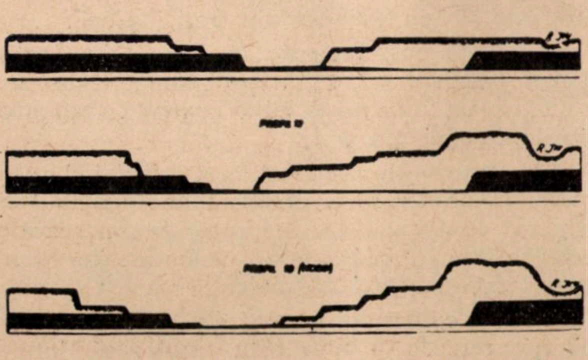


Fig. 2. Profile transversale în cariera nr. 1.

Problema a fost însușită de colectivul catedrei de Exploatări miniere și în cadrul convenției încheiate cu I. M. Rovinari; colectivul de lucru a întocmit studiul de față.

III. CONSIDERAȚII TEORETICE ȘI CERCETĂRI DE LABORATOR

Prin extinderea metodei de exploatare la zi cu halde interioare, adică cu depozitarea sterilului în spațiul exploatat, se produce o nouă solicitare a vetrei carierei, prin încărcarea suprafeței libere de culcuș cu o sarcină a cărei mărime depinde de înălțimea haldei, adică de încărcarea pe unitate de suprafață a culcușului zăcământului. Asemenea solicitări produc schimbări în echilibrul tensiunilor din culcuș, avînd adesea ca rezultat ruperea acestuia.

Un procedeu de evitare a ruperilor sau erupțiilor de culcuș este dimensionarea înălțimii treptelor de haldă pînă la limita de rezistență a culcușului. În acest sens trebuie cunoscute cît mai exact caracteristicile fizico-mecanice atît ale rocilor din culcuș cît și ale materialului de haldă. Cît de importantă este luarea în considerație a proprietăților fizico-mecanice ale rocilor din coperiș și culcuș, precum și a altor factori legați de formarea haldelor, o dovedește practica exploatării zăcămîntului de lignit din perimetrul Rovinari.

Prezența nisipului acvifer la baza culcușului de argilă al stratului III face ca rezistența acestui culcuș să scadă sub valori normale ale rezistențelor de compresiune și încovoiere cunoscute pentru aceleași roci în stare nesaturată.

În cazul în care ecranul separator impermeabil este prea subțire, așa cum este cazul zăcămintelor din perimetrul Rovinari, apa din formațiunile acvifere, datorită presiunii sub care se află, va cauza importante presiuni asupra acestui ecran, putînd ajunge chiar pînă la ruperea lui.

Proiectanții sovietici consideră ca limită admisibilă a rezistenței ecranului protector presiunea hidrostatică maximă, care corespunde relației:

$$\gamma H \leqslant \gamma_1 h$$

în care:

H este înălțimea nivelului piezometric, față de nivelul artezian, m;
γ — greutatea specifică a apei, t/m^3;
γ_1 — greutatea volumetrică a rocii impermeabile, t/m^3;
h — grosimea ecranului impermeabil, m.

Avînd în vedere structura neomogenă a rocilor din ecran, se va introduce un coeficient de siguranță cuprins între 1,2 și 1,5 deci:

$$\gamma H \leqslant \frac{\gamma_1 \cdot h}{1,2}.$$

Introducînd în relația de mai sus valorile corespunzătoare, se obține:

$$\gamma H \leqslant \frac{1,7 \times 8}{1,2} = 11,3$$

adică raportul:

$$\frac{\gamma H}{h} \leqslant \frac{11,3}{8} \leqslant 1,4.$$

Presiunea hidrostatică, raportată la grosimea pachetului de roci din culcușul stratului III, nu trebuie să depășească această valoare.

Or din lucrările hidrogeologice executate, reiese că înălțimile piezometrice depășesc de 3—7 ori grosimea ecranului protector, ceea ce face ca raportul $\frac{H}{h}$ să devină $\frac{24}{8}$: $\frac{56}{8}$.

Situaţia indică neapărat măsuri de protejare a rezistenţei ecranului de argilă supus la presiunea verticală a apei din nisipul artezian.

O primă măsură care se impune este reducerea presiunii apei din nisipul artezian, ceea ce de altfel s-a şi executat printr-un număr de sonde cu eficienţă satisfăcătoare.

Pe de altă parte, starea de tensiune a apei din porii ecranului de argilă influenţează rezistenţa acestuia, ceea ce implică găsirea unui mijloc de intervenţie, bazat pe relaţiile de dependenţă dintre caracteristicile fizico-mecanice ale ecranului şi greutatea coloanei de roci din halda interioară.

Solicitarea ecranului variază în timp şi în sensuri diferite, micşorîndu-se ca urmare a lucrărilor de descopertare şi extragere a zăcămîntului şi crescînd prin formarea haldei interioare.

O altă măsură, pentru evitarea ruperii culcuşului, ar fi reducerea la minimum a bermei de vatră, între taluzul stratului de lignit şi piciorul primei trepte de haldă, corespunzător rezistenţei ecranului protector.

Această dimensiune se poate determina considerînd ecranul de argilă încastrat cu un capăt sub zăcămînt şi cu celălalt sub haldă, folosind relaţia stabilită de Slesarev pentru asemenea cazuri:

$$h = \frac{l\sqrt{\gamma_1^2 l^2 + 8\,\sigma_i \cdot P - \gamma_1 \cdot l}}{4},$$

completată spre a deveni omogenă:

$$h = \frac{l\sqrt{\gamma_1^2 l^2 + 8\,\sigma_i \cdot P - \gamma_1 \cdot l}}{4\,\sigma_i},$$

în care:

h este grosimea ecranului protector, m (8m);
l — deschiderea maximă dintre taluzul stratului de lignit şi piciorul primei trepte de haldă, m;
γ_1 — greutatea volumetrică a rocii din ecranul protector, t/m³;
σ_i — rezistenţa de rupere la întindere a rocilor din ecran, t/m²;
P — presiunea hidrostatică, t/m².

Din relaţia de mai sus rezultă ecuaţia omogenă de gradul IV în care se înlocuiesc valorile mărimilor specificate:

$$3\,l^4 + 77\,l^2 - 210\,l - 4\,096 = 0.$$

Prin rezolvare, se obţin pentru l valori maxime cuprinse între 4,5 şi 5 m.

Considerînd că grosimea ecranului protector se măreşte la 9,5 m prin lăsarea neextrasă a unei felii de 1—1,5 m lignit, din aceeaşi ecuaţie se obţine pentru lăţimea bermei de vatră valoarea maximă de 5,5—6 m.

La construirea haldelor interioare în asemenea condiţii este de mare importanţă viteza de încărcare a culcuşului, care depinde de tehnologia deversării materialului şi de valoarea unghiului de taluz al haldei, respectiv de sistemul de construcţie al haldei, precum şi de deschiderea vetrei şi de productivitatea excavării, adică de viteza de înaintare a frontului productiv.

Aceste elemente ale dinamicii exploatării, considerate comparativ, arată că — acolo unde haldele se construiesc în trepte prin transportul cu benzi — viteza de curgere a apei prin porii rocilor din culcuş este cu mult mai mică la reducerea sarcinii pe culcuş provocată prin descopertare şi extragerea utilului, decît la reîncărcarea culcuşului prin construcţia haldei interioare. Aceste modificări de sarcină produc tensiuni variate în apa porilor, care influenţează rezistenţa de alunecare.

Relaţiile dintre rezistenţa de alunecare şi tensiunea apei din pori rezultă din legea lui Coulomb prelucrată de Terzaghi, conform căreia:

$$\tau = C + \sigma \operatorname{tg} \varphi,$$

în care:

τ este rezistenţa de alunecare, kg/cm²;
C — coeziunea rocii, kg/cm²;
φ — unghiul de frecare interioară, grade;
σ — tensiunea normală în planul de alunecare, kg/cm².

Ţinînd seamă şi de starea de tensiune a apei din pori, rezistenţa de alunecare se exprimă prin relaţia:

$$\tau = C + (\sigma - u) \operatorname{tg} \varphi$$

în care:

u este presiunea apei din pori, kg/cm².

Rezistenţa de alunecare nu are deci valoarea sumei coeziunii şi a întregii componente normale, aceasta din urmă fiind redusă cu valoarea presiunii apei din pori.

Deci, presiunea apei din pori micşorînd rezistenţa de alunecare a materialului în planul de rupere, contribuie la tendinţa de forfecare a culcuşului, care cedează la o solicitare inferioară valorii componentei normale.

În cazul culcuşului format din roci cu permeabilitate redusă — cum este cazul zăcămîntului exploatat la zi de la Rovinari — pot surveni mari presiuni în apa porilor. Din această cauză, perioada următoare unei creşteri a solicitării rocilor din ecranul din culcuş prin creşterea înălţimii primei halde interioare, — h_2 — reprezintă un moment critic, privind rezistenţa necesară care să preîntîmpine umflarea culcuşului şi ruperea acestuia (fig. 3).

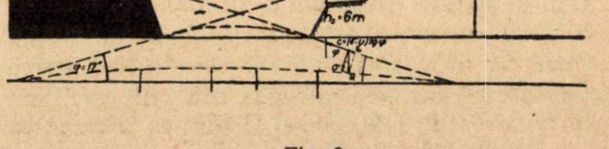


Fig. 3.

Cercetările asupra proprietăţilor fizico-mecanice ale rocilor din culcuş şi asupra condiţiilor de exploatare în cazurile de alunecări de teren au determinat, drept cauză a fenomenelor perturbatoare, tensiunile provocate în apa porilor din culcuşul saturat aflat în suprapresiune, la solicitarea excesivă provocată de încărcarea cu material de haldă.

Pentru determinarea presiunii apei din pori, colectivul s-a servit de un aparat construit în laboratorul propriu.

Încercările s-au făcut asupra probelor de rocă din descopertă şi asupra argilei din culcuşul stratului III.

Încărcînd materialul de haldă cu sarcina de 1 kg/cm², s-a obţinut o presiune a apei din pori de 0,7 kg/cm², iar la încărcarea de 3 kg/cm² presiunea apei din pori a fost de 1,7 kg/cm². În cazul materialului argilos din culcuşul stratului III presiunea apei din pori a fost de 0,8 kg/cm² la încărcarea de 1 kg/cm² şi de 2,05 kg/cm² la încărcarea cu 3 kg/cm² (fig. 4).

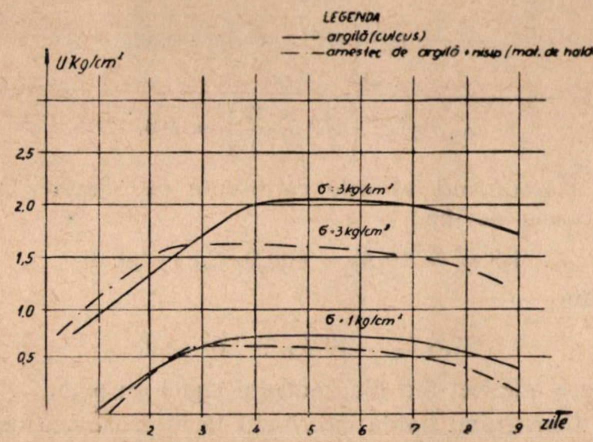


Fig. 4. Variaţia în timp a presiunii apei porilor pentru sarcina de 1 kg/cm² şi 3 kg/cm².

Încărcările au fost realizate graditiv ajungîndu-se la 1 kg/cm² după un interval de 30 minute, iar la încărcările de 3 kg/cm² sarcina maximă a fost atinsă în alte 30—40 minute (fig. 5).

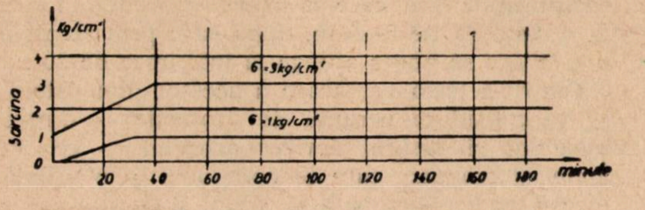


Fig. 5. Modul de încărcare a sarcinii.

Corespunzător acestor încercări valoarea tasării a fost pentru roca din descopertă de 7 mm la încărcarea de 1 kg/cm² şi 18 mm la încărcarea de 3 kg/cm², iar pentru argila din culcuş 5 mm la încărcarea de 1 kg/cm² şi 15 mm la încărcarea de 3 kg/cm² (fig. 6).

Variaţiile comportării celor două probe de roci la tasarea şi la presiunea apei porilor sînt direct legate de permeabilitatea diferită a acestor roci.

Rocile încercate fiind saturate cu apă au evacuat apa din pori depăşind permeabilitatea, datorită presiunii la care au fost supuse. Prin aceasta la argilă a rezultat o presiune a apei din pori pînă la 60—70% din încărcare.

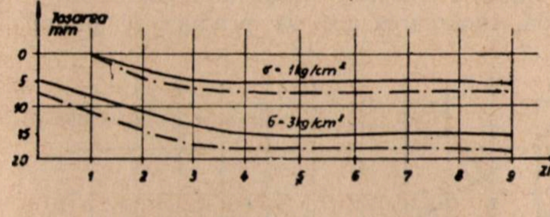


Fig. 6. Variaţia în timp a tasării.

Prin tasarea probelor, încărcarea a fost preluată graditiv de scheletul granular — după eliminarea apei — ceea ce a produs o încetare a creşterii presiunii apei din pori.

După a 7-a zi de observare creşterea presiunii apei din pori încetează (fig. 4).

Oprirea creşterii tensiunii apei din pori la încărcarea cu 3 kg/cm² cuprinde sigur influenţa unei neetanşeităţi a aparatului, care n-a putut fi evitată.

În diferitele încercări s-a constatat că ridicarea presiunii apei din pori se produce cu un mic decalaj în urma creşterii sarcinii de încărcare. Acest fenomen se datoreşte eliminării aerului prezent în rocile necoezive.

Calculînd după rezultatul încercărilor influenţa presiunii apei din pori u la valori de 20, 40, 60% pînă la 100% din tensiunea normală σ pentru rocile plastice de genul celor din culcuşul stratului III, la care $\varphi = 17°$, iar coeziunea $C = 0{,}30$ kg/cm², încărcările cu 1 kg/cm², respectiv 3 kg/cm², au arătat:

Pentru $\sigma = 1$ kg/cm²:

$$\tau_1 = 0{,}3 + (1—0)0{,}305 = 0{,}605,\ \text{kg/cm}^2;$$
$$\tau_2 = 0{,}3 + (1—0{,}20)0{,}305 = 0{,}544,\ \text{kg/cm}^2;$$
$$\tau_3 = 0{,}3 + (1—0{,}40)0{,}305 = 0{,}480\ \text{kg/cm}^2;$$
$$\tau_4 = 0{,}3 + (1—0{,}60)0{,}305 = 0{,}422\ \text{kg/cm}^2;$$
$$\tau_5 = 0{,}3 + (1—0{,}8)0{,}305 = 0{,}361,\ \text{kg/cm}^2;$$
$$\tau_6 = 0{,}3 + (1—1)0{,}305 = 0{,}300,\ \text{kg/cm}^2.$$

Pentru $\sigma = 3$ kg/cm².

$$\tau_1 = 0{,}3 + (3—0)0{,}305 = 1{,}215,\ \text{kg/cm}^2;$$
$$\tau_2 = 0{,}3 + (3—0{,}60)0{,}305 = 1{,}132,\ \text{kg/cm}^2;$$
$$\tau_3 = 0{,}3 + (3—1{,}2)0{,}305 = 0{,}849,\ \text{kg/cm}^2;$$
$$\tau_4 = 0{,}3 + (3—1{,}80)0{,}305 = 0{,}666,\ \text{kg/cm}^2;$$
$$\tau_5 = 0{,}3 + (3—2{,}4)0{,}305 = 0{,}483,\ \text{kg/cm}^2;$$
$$\tau_6 = 0{,}3 + (3—3)0{,}305 = 0{,}300,\ \text{kg/cm}^2.$$

Pe baza calculelor de mai sus, s-a întocmit diagrama din figura 7.

Aşa cum se vede în diagramă rezistenţa de stabilitate a culcuşului va fi influenţată de presiunea apei din pori în mod graditiv şi liniar pînă cînd componenta normală σ se anihilează.

Pe baza analizelor, încercărilor şi rezultatelor obţinute în laborator se pot face următoarele consideraţii:

Cînd presiunea apei porilor devine maximă, valoarea rezistenţei se reduce la valoarea coeziunii.

Pentru asigurarea stabilităţii materialului de haldă, încărcarea nu va produce în planul de alunecare — a cărui înclinare limită este de 17° — o componentă de valoare superioară coeziunii — 0,3 kg/cm².

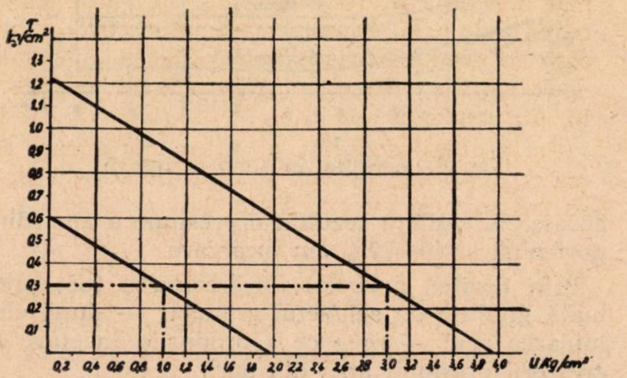


Fig. 7. Variaţia rezistenţei de alunecare τ în funcţie de creşterea presiunii apei din pori (pentru roci plastice cu $\varphi = 17°$; $C = 0,3$ kg/cm²).

Acestei componente îi corespunde o încărcare de:

$$Q = \frac{\tau}{\sin 17^0} = \frac{0,3}{0,295} = 1 \text{ kg/cm}^2 = 10 \text{ t/m}^2.$$

La o greutate volumetrică a materialului de haldă de 1,7 t/m³ rezultă o înălţime h_2 a primei trepte de haldă de 6 m.

Această reîncărcare a vetrei împreună cu presiunea apei din nisipul artezian va produce în planul de alunecare al ecranului din culcuşul solicitat la rupere prin forfecare o componentă normală σ_1 egală cu $Q \cdot \cos \varphi$, adică: $\sigma_1 = 0,948$ kg/cm².

Acestei componente normale îi corespunde o presiune a apei din porii ecranului de 0,60 kg/cm², deci conform relaţiei:

$$\tau = c + (\sigma_1 - u) \operatorname{tg} \varphi = 0,3 +$$

$$+ (0,948 - 0,60)\, 0,305 = 0,4 \text{ kg/cm}^2,$$

o rezistenţă de rupere prin alunecare a culcuşului, superioară celei critice.

La acelaşi rezultat se ajunge dacă se consideră înălţimea haldei definitive ca fiind egală cu 20 m (adică înălţimea ultimei trepte de haldă, de la I. M. Rovinari) folosind teoria împingerii terenului şi anume ţinînd seama că pentru valoarea maximă a presiunii apei din pori şi încărcarea rapidă a culcuşului, rezistenţa de frecare la alunecare scade, unghiul de frecare micşorîndu-se pînă la valoarea zero.

În acest caz se poate aplica relaţia:

$$h_2^2 \lambda_p - h_2 \frac{2C_2}{\operatorname{tg} \varphi_1 \gamma_1} = h_1^2 \lambda_a S - h_1 \frac{2C_2}{\operatorname{tg} \varphi_1 \gamma_1} \quad (1)$$

în care:

S este coeficientul de siguranţă (considerat = 3);
h_2 — înălţimea primei trepte de haldă;
λ_a şi λ_p — coeficientul de împingere a terenului;
φ_1 — unghiul de frecare interioară a materialului de haldă;
ρ_1 — greutatea volumetrică a materialului de haldă.

Valorile lui λ_a şi λ_p se determină din relaţiile:

$$\lambda_a = \operatorname{tg}^2 \left(45^0 - \frac{\varphi_1}{2}\right),$$

$$\lambda_p = \operatorname{tg}^2 \left(45^0 + \frac{\varphi_1}{2}\right)$$

şi înlocuind se obţine:

$$\lambda_a = \operatorname{tg}^2 \left(45^0 - \frac{17}{2}\right) = 0,52,$$

$$\lambda_p = \operatorname{tg}^2 \left(45^0 + \frac{17}{2}\right) = 1,8.$$

Introducînd valorile cunoscute în relaţia (1) aceasta devine:

$$1,8\, h_2^2 - 40\, h_2 = 400.0,52.3 - 20.40$$

sau

$$1,8\, h_2^2 - 40\, h_2 + 176 = 0,$$

care admite una din rădăcini egală cu 6 m.

Construind halda interioară la dimensiunea de 6 m şi reducînd la minimum deschiderea bermei de vatră, între taluzul stratului de lignit şi piciorul primei trepte de haldă, se pot evita pe de o parte, alunecări în corpul haldei şi pe de altă parte, ruperile culcuşului argilos din vatra carierei.

În acest mod exploatarea cu haldă interioară, va trebui să construiască o primă treaptă cu înălţimea de 6 m, care va urmări frontul de lucru la o distanţă de 5—6 m, după care prin treptele următoare se poate ajunge la înălţimea de 20 m.

Pentru a treia verificare a acestor dimensiuni, se va considera ecranul de protecţie — dintre zăcămînt şi nisipul acvifer artezian — ca un material omogen, care se comportă ca o grindă încastrată deoparte sub zăcămînt şi de altă parte sub haldă.

Prin presiunea hidrostatică această grindă de material impermeabil va fi solicitată uniform pe toată deschiderea şi conform relaţiilor din rezistenţa materialelor:

$$M_{i.\,max} = \frac{Pl^2 b}{24}\, t\, m,$$

unde :

P este presiunea pe unitatea de suprafaţă, t/m;
l — deschiderea (distanţa de la treapta de util la cea a haldei) m ;
b — lăţimea grinzii, m.

Ţinînd seamă că :

$$W_{max} = \frac{M_{i\,max}}{\sigma_i}$$

fiind rezistenţa la rupere prin încovoiere, t/m².

Se vor considera conform determinărilor confirmate şi de ICEMIN patru cazuri. Astfel în primul caz :

$$P = 50 \text{ t/m}^2;\ h = 8 \text{ m};\ \sigma_i = 20 \text{ t/m}^2;\ b = 1 \text{ m}.$$

Rezultă :

$$W_{max} = \frac{M_{i\,max}}{\delta_i} = \frac{64}{6} = \frac{50\,l^2}{24 \cdot 20}$$

de unde :

$$l = \frac{64 \cdot 24 \cdot 20}{50 \cdot 6} \cong 10 \text{ m}.$$

În cazul al doilea :

$$P = 10 \text{ t/m}^2;\ h = 8 \text{ m};\ \sigma_i = 20 \text{ t/m}^2;\ b = 1 \text{ m}.$$

Repetînd calculul se obţine :

$$l \cong 24 \text{ m}.$$

În cazul al treilea se va considera grosimea ecranului de 9,5 m, adică :

$$P = 50 \text{ t/m}^2;\ h = 9{,}5 \text{ m};\ \sigma_i = 20 \text{ t/m}^2;\ b = 1 \text{ m}.$$

Prin calcul se obţine :

$$l \cong 12 \text{ m}.$$

Iar în cazul al patrulea, prin reducerea presiunii hidrostatice :

$$P = 10 \text{ t/m}^2;\ h = 9{,}5 \text{ m};\ \sigma_i = 20 \text{ t/m}^2;\ b = 1 \text{ m},$$

se obţine :

$$l \cong 27 - 30 \text{ m}.$$

CONCLUZII

Prin creşterea presiunii apei în anumite condiţii hidrogeologice, rezistenţa de alunecare a rocilor poate scădea, datorită unor legi fizice, în aşa fel încît stabilitatea culcuşului, cît şi a haldelor, să fie grav periclitată pînă la distrugere.

Presiunea apei porilor, cu variaţiile sale, devine un parametru important în exploatările la zi şi mai ales în carierele de lignit cu halde interioare, unde prin volumul maselor de rocă în mişcare se produc variaţii în solicitarea culcuşului — ca vatră a carierei — într-o măsură neîntîlnită în alte exploatări la zi.

Un avantaj deosebit al actor parametri din punct de vedere practic şi ştiinţific constă că ei se pot măsura cu exactitate.

În ceea ce priveşte stabilirea procesului tehnic al exploatării şi în special operaţia de haldare a sterilului excavat din descopertă, devine neapărat necesară cunoaşterea condiţiilor în care se produc tensiunile în apa porilor, putîndu-se astfel determina cu precizie înălţimea haldei care produce asemenea tensiuni admisibile, precum şi condiţiile de evitare a ruperilor de culcuş.

Prin reducerea presiunii hidrostatice, la a cărei solicitare trebuie să reziste ecranul protector, intervalul de vatră liberă între zăcămînt şi prima treaptă de haldă poate fi mărit ; prin lăsarea neextrasă a unei felii de zăcămînt la culcuş, acest interval poate creşte şi mai mult, cu respectarea condiţiilor de securitate a lucrărilor în carieră.

BIBLIOGRAFIE

[1] Poboran, V. *Exploatări la zi.* Curs predat la I.M.P.

[2] Lehr, H. *Fundaţii.* Vol. I şi II. Editura de stat pentru arhitectură şi construcţii, 1954.

[3] Terzaghi, K. *Mecanica solului.* Paris, 1957.

[4] Matschak, H. *Formarea taluzelor la treptele de haldă corespunzător condiţiilor de roci înconjurătoare.* Caietele de cercetări ale Academiei de Mine Freiberg, nr. 41, 1959.

[5] *** *Bergbautehnik* nr. 1—12, 1961 şi nr. 1—12, 1962.

◆

Automatizarea uzinelor de preparare mecanică a substanţelor minerale utile

Ing. I. Diaconu

Congresul al III-lea al P.M.R. a subliniat în mod deosebit importanţa introducerii tehnicii noi şi eficienţa economică a acesteia. În raportul prezentat de tovarăşul Gh. Gheorghiu-Dej la Congresul al III-lea al P.M.R. se arată: „Mecanizarea şi automatizarea producţiei vor fi intensificate şi orientate îndeosebi spre acele ramuri în care se poate obţine cea mai mare eficacitate economică, concretizată prin ridicarea productivităţii muncii şi a reducerii preţului de cost".

În anii de democraţie populară, sectorul de preparare mecanică a industriei noastre miniere s-a dezvoltat într-un ritm accelerat şi susţinut.

La construirea şi amplificarea uzinelor de preparare s-a realizat şi mecanizarea majorităţii proceselor tehnologice şi a unor operaţii care reclamă un volum mare de muncă manuală. Astfel s-au mecanizat la unele uzine descărcarea şi transportul masei miniere la silozurile de brut şi la cele tampon între faze; s-au introdus aparate de ridicat în secţiile de sfărîmare, măcinare, flotare şi filtrare; s-au mecanizat secţiile de pregătire a reagenţilor, încărcarea concentratelor şi cărbunilor spălaţi etc.

A mai rămas de mecanizat o serie de operaţii ca alimentarea bilelor şi vergelelor în mori, golirea bazinelor pentru decantare, mecanizarea unor operaţii de manipulare a pieselor de schimb şi materialelor de consum frecvent.

1. Automatizarea uzinelor de preparare

Automatizarea uzinelor de preparare poate fi privită din mai multe puncte de vedere:

a) după natura operaţiilor: automatizarea operaţiilor de bază (secţia de flotaţie, secţia de separare în medii dense, secţia de spălare pe jghiaburi etc.), automatizarea operaţiilor auxiliare (reglare, comandă, comandă de la distanţă etc.) şi automatizarea operaţiilor de servire (control, transport);

b) după gradul de cuprindere a funcţiilor de conducere: automatizarea parţială, cînd numai o parte din funcţiile de reglare a procesului sînt automatizate, automatizarea completă (totală) cînd toate funcţiile de reglare sînt automatizate;

c) după obiectul automatizării: dispozitive şi aparate automate, maşini automate, linii automate şi sistem automat de maşini.

Masa minieră, schimbîndu-şi continuu în cursul prelucrării compoziţia iniţială, determină necesitatea reglării şi controlului continuu al desfăşurării proceselor de preparare.

Printre parametrii principali care trebuie urmăriţi sînt de menţionat proprietăţile fizice, granulaţia, umiditatea, compoziţia mineralogică şi chimică a masei miniere, friabilitatea, viscozitatea, densitatea, greutatea specifică etc.

Conducerea corectă a proceselor tehnologice în uzinele de preparare este posibilă numai printr-un control operativ al parametrilor de reglare a preparării, realizat pe baza determinării valorii acestora.

Pentru realizarea automatizării proceselor tehnologice de preparare mecanică a substanţelor minerale utile s-a realizat în ţările cele mai avansate din punct de vedere industrial (U.R.S.S., S.U.A., R.S.C., Franţa, Anglia) o serie de scheme. În componenţa acestor scheme s-a prevăzut aparatura necesară realizării unui grad corespunzător de automatizare. Astfel, s-au construit şi perfecţionat dispozitive şi aparatură pentru:

a) controlul umplerii silozurilor;

b) controlul şi reglarea încărcăturii morilor cu bile;

c) controlul nivelului tulburelii şi reagenţilor;

d) detectarea corpurilor metalice în masa minieră (minereu);

e) măsurarea şi reglarea densităţii tulburelii;

f) măsurarea concentraţiei ionilor de hidrogen *p*H în tulbureală;

g) determinarea debitelor de substanţă minerală utilă brută, concentrate, produse intermediare;

h) determinarea debitelor de tulbureală, apă, aer comprimat, vid, reagenţi ş.a.;

i) determinarea compoziţiei chimice şi mineralogică ale substanţei minerale utile din alimentare şi din produse (concentrate, produse intermediare şi steril);

j) determinarea cenuşii în cărbune brut, în produsele înnobilate, în şlamuri;

k) determinarea densităţii stratului mobil la jghiaburile de spălarea cărbunilor.

2. Scheme de automatizare realizate în străinătate

În uzinele de preparare din străinătate recent puse în funcţiune, se utilizează pentru automatizarea operaţiilor de preparare, în majoritatea cazurilor, schema bazată pe principiul omogenizării maxime a substanței minerale utile supusă prelucrării.

Calea principală de automatizare a marilor uzine de preparare este introducerea sistemelor automate de conducere construite pe principiul reglării după deviație. În acest mod, uzinele de preparare trebuie utilate cu aparate și dispozitive de măsurat și reglat, care asigură conducerea procesului tehnologic în funcție de schimbarea compoziției fizico-chimice a minereului.

a. Automatizarea proceselor de preparare a minereurilor prin flotație. Procesul de concentrare prin flotație este aplicat în prezent la majoritatea minereurilor neferoase, în special la cele complexe.

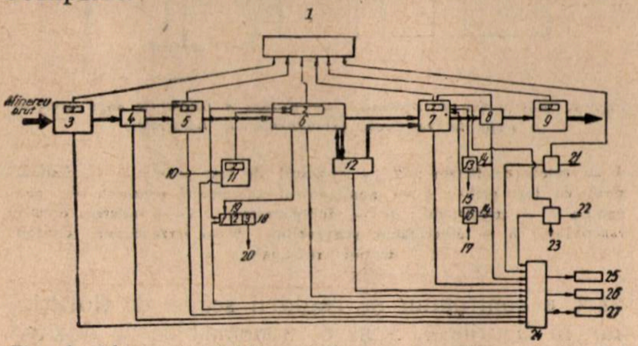


Fig. 1. Schema automatizării centralizate a comenzilor unei instalații de preparare a minereurilor prin flotația selectivă :

1 — punctul dispecer central ; *2* — pupitrul de comandă ; *3* — operații de manevră și descărcare ; *4* — primul stadiu de sfărîmare ; *5* — stadiul al doilea și al treilea de sfărîmare ; *6* — secția de măcinare ; *7* — secția de filtrare ; *8* — secția de uscare ; *9* — încărcarea și expedierea concentratelor ; *10* — alimentarea reagenților ; *11* — secția de reagenți ; *12* — secția de flotație selectivă ; *13* — clădirea auxiliară ; *14* — rezervorul ; *15* — stația de pompe ; *16* — stația de alimentare cu apă ; *17* — priza apei la rîu ; *18* — stația de pompe steril ; *19* — instalația de evacuare steril ; *20* — iazul de decantare ; *21* — alimentarea cu aer comprimat a secțiilor consumatoare ; *22* — rezervorul de apă ; *23* — apă din iazul de decantare ; *24* — secția de intervenție ; *25* — secția mecanică ; *26* — secția sculărie ; *27* — secția energetică.

În U.R.S.S., S.U.A., R.S.C. și în alte țări s-au automatizat principalele procese de preparare de la unele uzine de preparare a minereurilor cu capacitate de prelucrare mare.

Schema automatizării centralizate a comenzilor unei instalații de preparare a minereurilor prin flotație selectivă este redată în figura 1. În sistemul automat de reglare a agregatelor secțiilor de sfărîmare cel mai des utilizate sînt autoblocatoarele, care servesc atît pentru automatizarea pornirii și opririi cît și pentru protecția utilajelor.

În cadrul sistemului de automatizare se mai determină nivelul minereului în silozuri, încărcarea (sarcina) electromotoarelor care acționează agregatele de sfărîmare și benzile de transport. Secțiile de sfărîmare sînt prevăzute și cu sisteme de semnalizare acustice și optice a avariilor.

Nivelul minereului în silozuri se controlează cu ajutorul transmițătoarelor radioactive. O largă răspîndire o au transmițătoarele care indică efectiv cantitatea de material de pe banda transportorului. Sînt utilizate scheme automate care indică în mod continuu atît tensiunea în banda transportorului cît și cantitatea de material transportat.

O problemă care preocupă în prezent pe specialiști este găsirea unui sistem corespunzător pentru controlul granulometriei minereurilor sfărîmate, a încărcăturii de circulație pe agregatele de clasare volumetrică, eficacitatea clasării și alți parametri.

Un rol principal pentru soluționarea acestei probleme îl joacă sistemele automate de luare a probelor din minereu și introducerea acestor probe într-o garnitură de site, înzestrată cu cîntar automat pentru determinarea greutății diferitelor clase.

Automatizarea secțiilor de măcinare are o importanță deosebită din punct de vedere economic, deoarece cheltuielile secțiilor de măcinare intră într-o pondere mare în prețul de cost al prelucrării. Reglarea procesului de măcinare după zgomotul morii se face cu ajutorul aparatelor pentru determinarea nivelului zgomotului într-o gamă limitată ca frecvență, ceea ce permite eliminarea perturbațiilor determinate de zgomotul produs de electromotor, reductor și alte utilaje. Schema sistemului automat de reglare a morii cu bile care lucrează în circuit închis cu clasorul este redată în figura 2.

Alimentarea minereului în moară se reglează direct după nivelul zgomotului morii. Semnalele din microfon se preiau de către regulatorul care

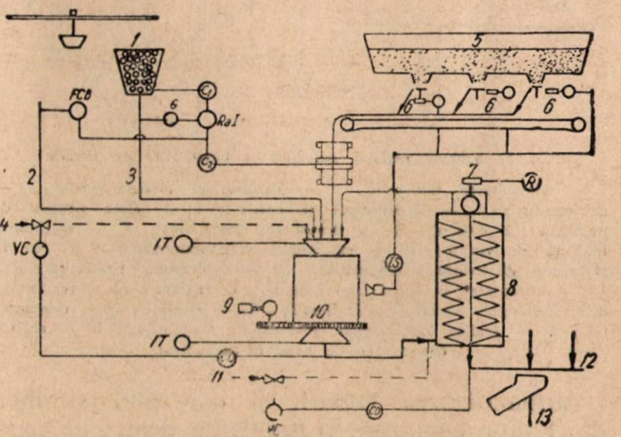


Fig. 2. Schema sistemului automat de reglare a funcționării circuitului moară-clasor :

1 — silozul pentru bile ; *2* — alimentarea uleiului de pin ; *3* — încărcarea bilelor ; *4* — alimentarea apei la moara cu bile ; *5* — silozul pentru minereu sfărîmat ; *6* — dispozitivul pentru reglarea vitezei sistemului de alimentare cu minereu sfărîmat ; *7* — motorul clasorului spiral ; *8* — clasorul spiral ; *9* — motorul morii cu bile ; *10* — moara cu bile ; *11* — alimentarea apei în clasor ; *12* — aparatul de luat probe automat ; *13* — alimentarea tulburelii la secția de flotație ; *VC* — ventilul de control ; *CD* — dispozitivul pentru controlul densității ; *FCB* — aparatul pentru reglarea capacității morii cu bile cu inregistrator grafic ; *G* — dispozitivul de reglare automată a ventilelor ; *IS* — dispozitivul pentru măsurarea intensității zgomotului morii cu bile ; *RaI* — dispozitivul de reglare automată a încărcăturii morii cu bile ; *R* — dispozitivul pentru măsurarea momentului de rotație ; *IT* — dispozitivul pentru măsurarea temperaturii lagărelor morii cu bile ; C_1 — cîntărirea șarjei cu bile ; C_2 — cîntărirea minereului.

determină viteza variabilă de rotație a alimentatorului rotativ.

Densitatea tulburelii în moară se reglează cu ajutorul unui densimetru radioactiv, iar un regulator electronic reglează alimentarea apei în moară. Cantitatea de granule fin clasate se reglează menținîndu-se constantă încărcătura de circulație. Densitatea tulburelii din preaplinul clasorului se măsoară cu ajutorul unui densimetru radioactiv sau piezometric. Alimentarea apei în clasor se determină în funcție de decalajul între nivelul real și densitatea sarcinii din preaplin.

Alimentarea bilelor în moară se reglează automat după cantitatea minereului alimentat în moară cîntărit cu ajutorul cîntarului montat pe banda de alimentare. Densitatea tulburelii condusă în circuitul de flotație se controlează cu ajutorul unui densimetru radioactiv sau pneumatic. Pentru determinarea cantității de tulbureală se utilizează debitmetre electromagnetice.

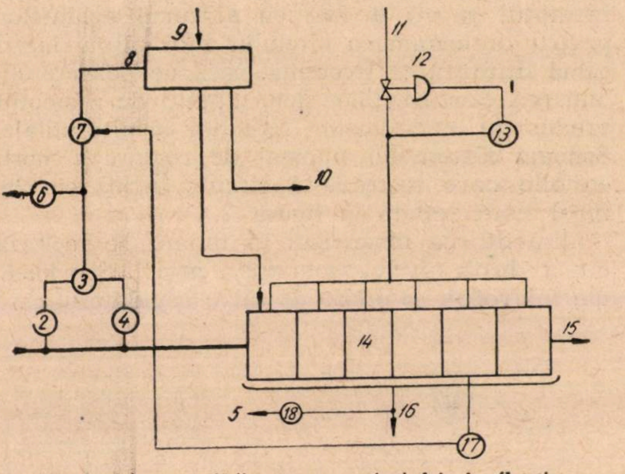


Fig. 3. Schema reglării automate a circuitului de flotație :

1 — alimentarea tulburelii ; 2 — debitmetrul electromagnetic ; 3 — debitmetrul ; 4 — densimetrul radioactiv ; 5 — către sistemul de prelucrare a datelor ; 6 — debitmetrul integrator ; 7 — regulatorul izodrom de viteză ; 8 — regulatorul alimentatorului ; 9 — de la rezervorul de adiție a reagenților ; 10 — debitmetrul pentru reagenți ; 11 — alimentarea aerului ; 12 — ventilul de reglare ; 13 — regulatorul de presiune ; 14 — celulele de flotație ; 15 — sterilul ; 16 — concentratul ; 17 — analiza concentrației remanente a reagenților ; 18 — analiza conținutului de metal în concentrat.

Automatizarea reglării și controlul secțiilor de flotație constituie o problemă destul de complicată deoarece acest proces de preparare este influențat de un număr prea mare de factori.

S-a realizat o serie de aparate pentru determinarea *p*H-ului, calitatea spumei, cantitatea remanentă de reagenți în tulbureală, gradul de mineralizare a spumei etc.

Pentru realizarea unei flotări optime, se impune găsirea unor mijloace automate complexe, care să regleze în așa fel adiția de reagenți și ceilalți factori încît extracția metalică să fie maximă.

La secțiile de pregătire a reagenților se utilizează aparate pentru automatizarea operațiilor de tratare și absorbtimetre.

Încercările au arătat că o serie de reagenți de flotație pot fi pregătiți în mod automat fără greutăți deosebite.

Pentru automatizarea dozării reagenților se impune controlul concentrației reagenților în tulbureală, în acest scop se pot utiliza polarografe de înaltă frecvență funcționînd în echicurent. Pentru analiza conținutului de metal se utilizează spectrografe care funcționează după principiul fluorescenței.

În figura 3 este redată schema de automatizare a controlului și reglării secției de flotație, iar în figurile 4, 5 și 6, schema-bloc de dozare a reagenților.

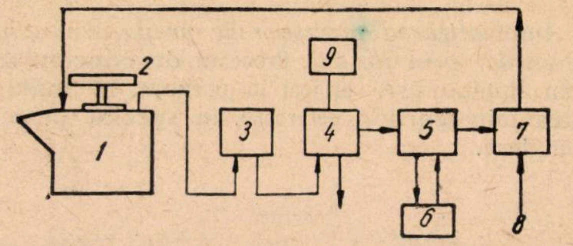


Fig. 4. Schema-bloc a sistemului de dozare a reagenților după concentrația lor reziduală (remanentă) în tulbureală :

1 — celula de flotație ; 2 — aparatul de luat probe ; 3 — dispozitivul de luat probe ; 4 — analizatorul concentrației remanente de reagenți ; 5 — regulatorul ; 6 — înregistratorul ; 7 — reglarea dozării reactivilor ; 8 — alimentarea reagenților ; 9 — înregistratorul concentrației reziduale.

b. Automatizarea uzinelor de preparare în medii dense. Uzinele de preparare utilizînd procedeul de concentrare a substanțelor minerale utile în medii dense permit realizarea, controlul și reglarea automată a densității.

În figura 7 este redată schema sistemului automat pentru reglarea densității suspensiei.

În cadrul filtrării, cînd materialul conține produse solide scumpe, se impune necesitatea

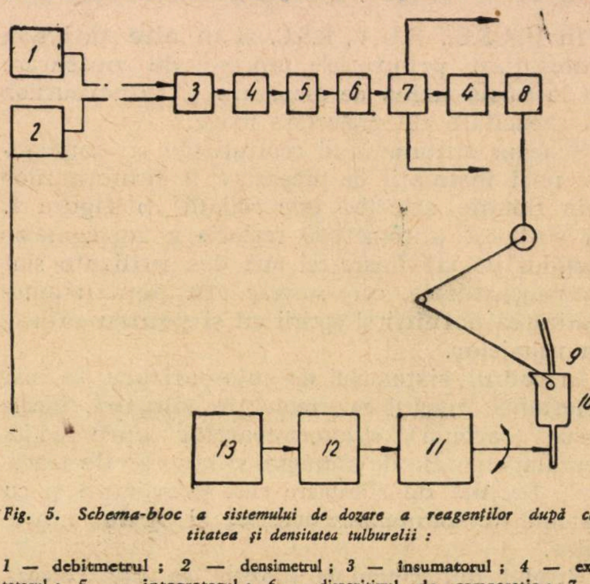


Fig. 5. Schema-bloc a sistemului de dozare a reagenților după cantitatea și densitatea tulburelii :

1 — debitmetrul ; 2 — densimetrul ; 3 — însumatorul ; 4 — excitatorul ; 5 — integratorul ; 6 — dispozitivul de comparație ; 7 — blocul de distribuție ; 8 — mufa magnetică ; 9 — regulatorul răsturnătorului ; 10 — alimentatorul ; 11 — mecanismul de execuție ; 12 — releul ; 13 — înregistratorul.

determinării pierderilor de granule solide ce trec prin ochiurile pînzei filtrului. În scopul determinării deteriorării ţesăturii, se pot utiliza aparate cu celulă fotoelectrică, care determină afluxul de granule utile, cînd pînza se rupe. Filtrul, în acest caz, se decuplează automat.

Dacă prin filtrare, produsele scumpe intră în interiorul filtrelor, atunci pentru micşorarea pierderilor la minim este necesară determinarea în mod experimental a grosimii optime a turtei de pe suprafaţa de filtrare.

Menţinerea automată a grosimii turtei se poate realiza prin intermediul reglării vacuumului sau a nivelului tulburelii în cuva filtrului. Această metodă a dat rezultate bune cu ocazia încercărilor efectuate la filtrele cu tambur. Pentru determinarea umidităţii turtei se utilizează aparate electrice.

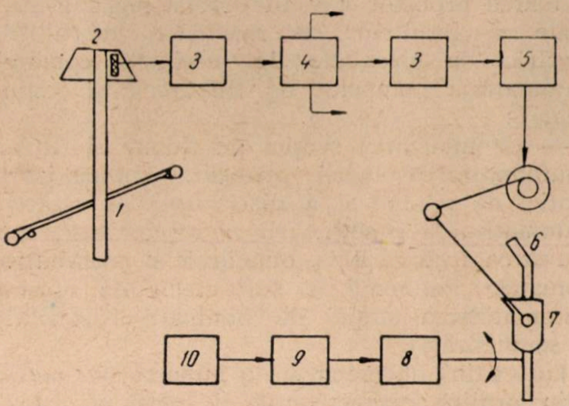


Fig. 6. Schema-bloc a sistemului de dozare a reagenţilor în moară după cantitatea de minereu :

1 — cîntarul de bandă ; *2* — înregistratorul greutăţii ; *3* — amplificatorul ; *4* — blocul de distribuţie ; *5* — mufa magnetică ; *6* — regulatorul răsturnătorului ; *7* — alimentatorul ; *8* — mecanismul de execuţie ; *9* — releul ; *10* — colectorul.

În secţiile de îngroşare se utilizează, mai ales, sisteme automate de control al supraîncărcării îngroşătoarelor prin măsurarea momentului la axul electromotorului.

Densitatea produsului îngroşat se controlează cu ajutorul densimetrelor radioactive.

c. Automatizarea controlului şi reglării proceselor hidrometalurgice. Procesele de bază hidrometalurgice sînt dizolvarea (solubilizarea), cementarea şi filtrarea.

În cadrul sistemelor automate aplicate în uzinele hidrometalurgice se utilizează aparate pentru analiza soluţiilor sărace mai ales în cazul metalelor scumpe (exemplu Au, U etc.).

În toate procesele hidrometalurgice se utilizează frecvent controlul şi reglarea *p*H-ului mediilor.

d. Automatizarea uzinelor pentru prepararea cărbunilor. În U.R.S.S. planul septenal prevede introducerea mecanizării complexe şi automatizării în 100 uzine pentru prepararea cărbunilor, din care : 45 uzine în R.S.F.S.R., 50 uzine în R.S.S.U., 4 uzine în R.S.S. Kazahă, 1 uzină în R.S.S. Gruzină.

În aceste uzine se vor automatiza :

— operaţiile de clasare a cărbunilor (automatizarea reglării debitului de cărbune în funcţie de numărul ciururilor de clasare în lucru, prin respectarea încărcăturii optime a fiecărui ciur), comanda centralizată a ciururilor ;

— automatizarea proceselor de preparare a cărbunelui în secţiile de zeţaj (centralizarea comenzilor mecanismelor, automatizarea reglării înălţimii stratului de şist),

— automatizarea proceselor de uscare şi a secţiilor de flotaţie (centralizarea conducerii mecanismelor, automatizarea reglării densităţii tulburelii alimentată la flotaţie, prin stabilizarea încărcăturii maşinilor de flotaţie, centralizarea conducerii şi controlului filtrelor cu vacuum, controlul nivelului tulburelii din albia filtrelor) ;

— automatizarea secţiilor de uscare pentru cărbuni mărunţi (centralizarea comenzii mecanismelor, automatizarea menţinerii unei umidităţi anumite a materialului alimentat şi reglarea regimului de uscare).

În toate aceste uzine se va introduce comanda centralizată, mecanizarea şi automatizarea proceselor auxiliare şi a transportului de tulbureală, automatizarea reglării şi automatizarea controlului proceselor tehnologice.

Sistemul centralizat de comandă asigură :

— urmărirea garniturilor de vagoane pe mnemoschemă ;

— automatizarea emiterii de semnale acustice înainte de a dirija garniturile pe traseul respectiv ;

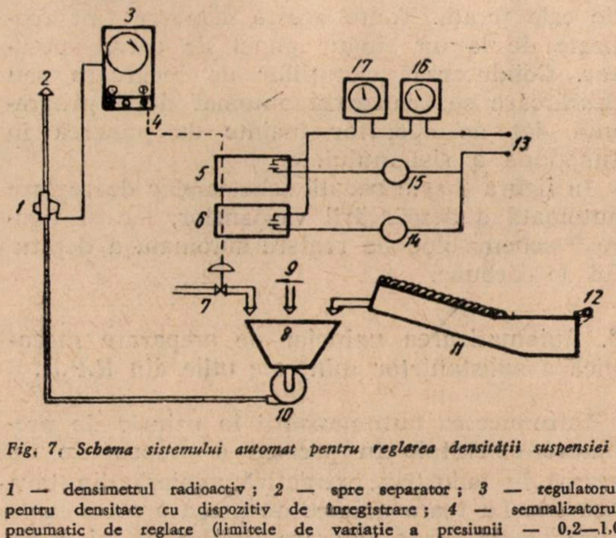


Fig. 7. Schema sistemului automat pentru reglarea densităţii suspensiei :

1 — densimetrul radioactiv ; *2* — spre separator ; *3* — regulatorul pentru densitate cu dispozitiv de înregistrare ; *4* — semnalizatorul pneumatic de reglare (limitele de variaţie a presiunii — 0,2—1,0 kg/cm^2) ; *5* — releul pneumatic ce funcţionează la presiuni sub 0,35 kg/cm^2 ; *6* — releul pneumatic ce funcţionează la presiuni mai mari de 0,7 kg/cm^2 ; *7* — robinetul regulator al debitului de apă în curent ; *8* — rezervorul pentru suspensia de circulaţie ; *9* — readucerea suspensiei în circuit ; *10* — pompa ; *11* — clasorul cu spirală — îngroşătorul ; *12* — motorul pentru reglarea poziţiei spiralelor ; *13* — alimentarea cu curent alternativ (*U* = 115 *V*) ; *14* — bobina de ridicare a spiralei ; *15* — bobina de coborîre a spiralei ; *16* — traducătorul funcţionării corespunzătoare a sistemului ; *17* — traducătorul cu întîrziere.

— automatizarea controlului pornirii și funcționării fiecărui mecanism în parte;

— blocarea mecanismelor, determinată de condițiile procesului tehnologic;

— imposibilitatea opririi mecanismelor transportoarelor în cazul cînd șiberile de la gurile de evacuare a materialului din silozuri nu sînt închise;

— posibilitatea repornirii grupelor de mecanisme.

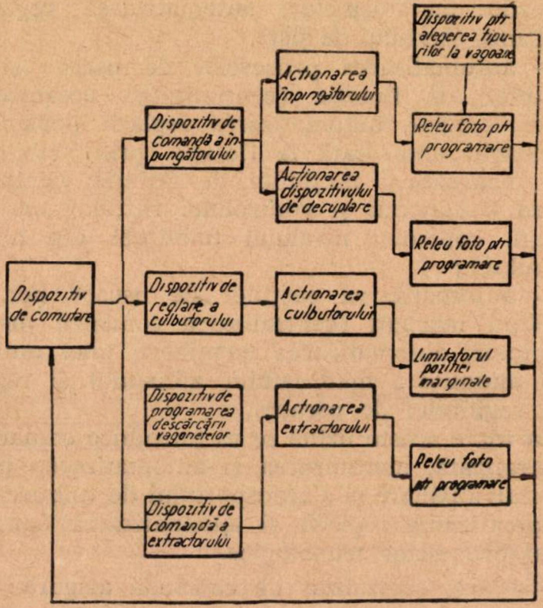

Dispozitiv ptr alegerea tipurilor la vagoane
Actionarea înpingătorului
Dispozitiv de comandă a înpungătorului
Releu foto ptr programare
Actionarea dispozitivului de decuplare
Releu foto ptr programare
Dispozitiv de comutare
Dispozitiv de reglare a culbutorului
Actionarea culbutorului
Limitatorul poziției marginale
Dispozitiv de programarea descărcării vagonetelor
Actionarea extractorului
Releu foto ptr programare
Dispozitiv de comandă a extractorului

Fig. 8. Schema-bloc de reglare automată a descărcării vagonetelor.

O particularitate a acestui complex automat o constituie automatizarea deplină a operațiilor de încărcare și descărcare a vagonetelor de cale ferată. Toate aceste manevre sînt realizate de la un singur punct de către operator. Conducerea operațiilor de încărcare sau descărcare se realizează automat după programul dat de operator înainte de punerea în funcțiune a sistemului.

În figura 8 este redată schema-bloc de reglare automată a descărcării vagoanelor, iar în figura 9 schema-bloc de reglare automată a debitului de cărbune.

3. Automatizarea uzinelor de preparare mecanică a substanțelor minerale utile din R.P.R.

Introducerea automatizării în uzinele de preparare constituie în prezent o preocupare de seamă în industria extractivă minieră din țara noastră. La toate uzinele de preparare cu capacități mari de prelucrare, proiectate și puse în funcțiune în ultimii ani sau în curs de construcție, s-a prevăzut automatizarea unor operații de bază și auxiliare.

S-a prevăzut automatizarea secțiilor de sfărîmare, măcinare, concentrare (flotație, separare magnetică, separare în medii dense), filtrare, îngroșare, uscare etc. la uzinele pentru prepararea minereurilor.

În instalațiile de brichetare s-a introdus comanda automată în secția de sfărîmare-clasare, fluidizare, secția de dedurizarea apei, brichetare etc.

La o uzină de preparare prin flotație a minereurilor cuprifere s-a prevăzut următorul program de automatizare:

— realizarea unei conduceri centralizate a uzinei și dispecerizarea;

— automatizarea secției de antezdrobire (detectarea și extragerea corpurilor metalice de pe benzile de transport, comenzi centralizate și interblocări între utilaje, semnalizări, cîntărirea și contorizarea automată a minereului);

— automatizarea secției de măcinare (cîntărirea automată a minereului care se prelucrează și luarea probelor din tulbureală, reglarea automată a circuitelor de măcinare, interblocări electrice la circuitele de măcinare, comandă automată a pompelor de tulbureală și semnalizări);

— automatizarea secției de flotare și filtrare (automatizarea luării probelor, automatizarea stației de pompe și a distribuției de reagenți, automatizarea funcționării îngroșetoarelor, semnalizarea încărcării la buncărele de concentrat, comanda automată a suflantelor de rezervă, automatizarea stației de pompare a sterilului și semnalizări).

La o uzină de preparare a minereurilor de fier prin prăjire magnetizantă și separare magnetică programul de automatizare cuprinde reglare automată, aparate de măsură și control și semnalizări.

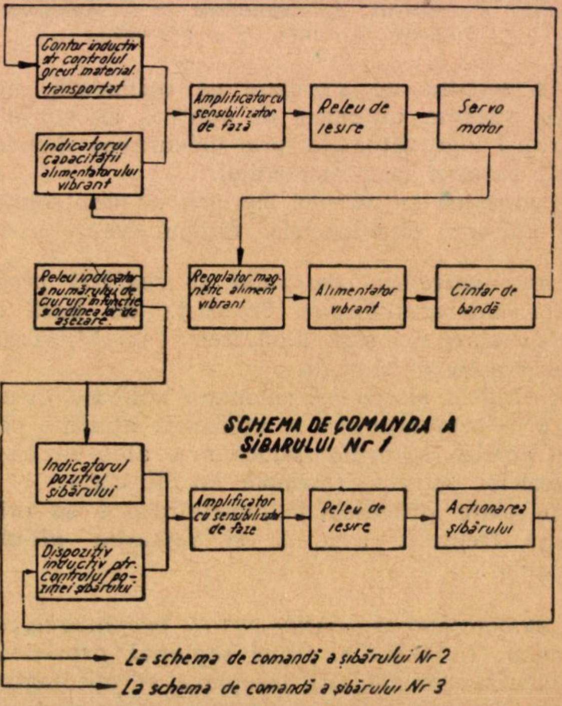

Contor inductiv ptr controlul greut. material. transportat
Amplificator cu sensibilizator de fază
Releu de ieșire
Servo motor
Indicatorul capacității alimentatorului vibrant
Releu indicator a numărului de ciururi în funcție și ordinea lor de așezare.
Regulator magnetic aliment vibrant
Alimentator vibrant
Cîntar de bandă
SCHEMA DE COMANDA A ȘIBARULUI Nr 1
Indicatorul poziției șibărului
Amplificator cu sensibilizator de faze
Releu de ieșire
Actionarea șibărului
Dispozitiv inductiv ptr. controlul poziției șibărului
La schema de comandă a șibărului Nr 2
La schema de comandă a șibărului Nr 3

Fig. 9. Schema-bloc de reglare automată a debitului de cărbune.

Reglarea automată s-a extins numai asupra unor faze ale fluxului tehnologic unde s-a considerat că se pot obține rezultate evidente din punctul de vedere al creșterii productivității muncii și acolo unde se impune reglarea unor parametri importanți. S-a prevăzut reglarea alimentării circuitelor de măcinare, urmărindu-se a se asigura o încărcare maximă a morii cu bile și reglarea diluției tulburelii din revărsarea clasoarelor. La cuptoarele de prăjire s-a prevăzut:

— reglarea raportului gazelor — aer cu corecție de CO_2;

— reglarea tirajului cuptorului;

— reglarea apei de răcire a minereului.

La secția de separare în medii dense s-au prevăzut:

— reglarea greutății specifice a suspensiei grele în diferite puncte ale procesului tehnologic;

— reglarea nivelului în rezervoarele de alimentare cu suspensie.

Extinderea reglării automate a fost limitată, în unele cazuri, atît de construcția utilajului, cît și de amplasarea lui.

Nu a fost posibilă introducerea reglării intensității cîmpului magnetic, întrucît sînt utilizate separatoare cu magneți permanenți.

Pentru controlul și urmărirea parametrilor tehnologici importanți s-au prevăzut aparate de măsură și control. Comanda de dispecer a utilajelor s-a prevăzut la:

— utilajele din secția de sfărîmare;

— benzile mobile, reversibile și reversibile mobile, care transportă minereul în silozurile antezdrobirii, secției de prăjire și măcinare;

— benzile care transportă concentratele.

Nu s-a prevăzut comanda centralizată a agregatelor grele, cum sînt concasoarele, granulatoarele, cuptoarele și morile cu bare a căror pornire și oprire este indicat a se face local. Interblocarea între utilaje s-a realizat la concasoare, granulatoare, circuitele de măcinare, benzile de transport concentrate, cu evitarea agregatelor mari, concasoare, granulatoare, mori și clasoare.

S-a prevăzut comanda automată de intrare în funcțiune a utilajelor de rezervă: pompe de tulbureală, pompe de vacuum, suflante, compresoare.

Dispecerizarea secțiilor se realizează prin amenajarea unei camere speciale la fiecare secție, în care se montează un panou mnemonic cu fluxul tehnologic al secției respective care, printr-o prezentare sugestivă și o semnalizare de funcționare, dă posibilitatea dispecerului de serviciu să urmărească lucrul agregatelor.

Pe acest panou sînt montate și aparatele de măsură și control pentru parametrii principali care sînt programați a fi urmăriți. În această cameră se amplasează pupitrul de comandă la care dispecerul execută comenzile centralizate care sînt realizate prin funcționarea programului de automatizare.

La o instalație de brichetare la care s-a introdus programul de automatizare, schema electrică permite funcționarea prin comandă centrală de la posturile din secție sau pe baza comenzilor locale. Regimul de lucru pe bază de comenzi centrale permite oprirea tuturor utilajelor din secție de la panoul local, precum și pornirea lor, în afară de morile cu ciocane și șnecuri (fig. 10). Pornirea numai locală a morilor și șnecurilor a fost impusă de condițiile de securitate.

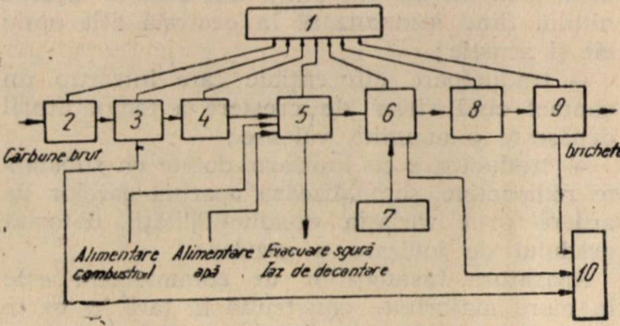


Fig. 10. Schema de automatizare centralizată a comenzilor unei uzine de brichetare a cărbunilor:

1 — punctul de dispecer; 2 — operațiile de manevră și descărcare a vagoanelor cu cărbune brut; 3 — însilozarea cărbunelui brut; 4 — secția de sfărîmare (mori cu ciocane); 5 — secția de uscare (fluidizoare); 6 — secția de brichetare; 7 — topitoria de smoală; 8 — răcirea și depozitarea brichetelor; 9 — încărcarea și expedierea brichetelor; 10 — instalația de semnalizare a incendiilor.

Regimul de lucru pe bază de comenzi locale permite oprirea și pornirea utilajelor din secție, fără interblocări.

În secția de fluidizare s-au introdus telecomanda și semnalizarea.

Reglarea debitului de cărbune brut în uscător se face în funcție de temperatura patului fluidizat în locul considerat cel mai sensibil la variațiile mici de debit.

Informația obținută este furnizată unui regulator, apoi, după prelucrare, transmisă elementului de execuție — un servomotor cu levier — care reglează viteza motorului de curent continuu care antrenează transportorul cu melc. Presupunînd temperatura gazelor insuflate în uscător constantă, la o scădere a debitului de cărbune va urma o creștere corespunzătoare temperaturii patului în punctul unde este montată termorezistența. Regulatorul va căuta să reducă temperatura în acel punct la valoarea prestabilită prin creșterea debitului de cărbune brut, adică prin creșterea vitezei motorului care acționează transportorul cu melc.

Comanda dată elementului de execuție va fi comparată prin bucla de reacție cu efectul acestei comenzi care este turația motorului de curent continuu.

S-a prevăzut automatizarea secției de brichetare prin: interblocări, semnalizări pentru funcţionarea utilajelor şi a nivelului de material în silozuri.

Pentru semnalizarea automată a incendiilor în silozuri cu praf de cărbune uscat, s-a prevăzut o instalaţie automată de semnalizare a incendiilor.

Instalaţia de semnalizare automată a incendiilor este formată dintr-o centrală de semnalizare şi mai multe traductoare montate în locurile unde pericolul de apariţie a incendiului este mai mare.

Traductoarele prevăzute sînt:

— traductoare cu nit fuzibil care au ca parte principală un nit din aliaj uşor fuzibil, topirea nitului fiind semnalizată în centrală atît optic cît şi acustic;

— traductoare diferenţiale care întrerup un contact cînd viteza de creştere a temperaturii depăşeşte o anumită valoare;

— traductoare cu ionizare, dotate cu substanţe radioactive, semnalizează apariţia gazelor de ardere prin variaţia conductibilităţii datorită gradului de ionizare a gazelor.

Aparatura instalaţiilor de automatizare este în mare majoritate construită în ţară, o parte fiind în curs de experimentare. Valoarea aparaturii care se importă reprezintă circa 10—25% din costul total al instalaţiilor de automatizare. Există şi o preocupare pentru introducerea automatizării în uzinele de preparare existente mai vechi după cum denotă faptul că lucrătorii din producţie îşi aduc în mod continuu contribuţia.

Spre exemplu, la Trustul minier Baia-Mare s-a efectuat o serie de experimentări cu aparatura din ţară şi din import pentru comanda şi reglarea automată a diferitelor procese din cadrul fluxului tehnologic de prelucrare a minereurilor neferoase, cum sînt:

— aparate automate pentru luat probe din tulbureală şi concentrate;

— dozatoare cu comandă automată pentru reactivi;

— aparate pentru indicarea densităţii şi *p*H-ului în vederea reglării acestora.

4. Eficacitatea economică a introducerii automatizării în uzinele de preparare

Indicii principali pentru determinarea eficacităţii economice a automatizării sînt:

— creşterea extracţiei de metal în concentrate;

— creşterea volumului de producţie;

— economia de muncă vie, exprimată prin creşterea productivităţii muncii (scăderea volumului de muncă grea);

— scăderea preţului de cost al prelucrării;

— timpul de recuperare a investiţiilor capitale necesare pentru introducerea automatizării în uzina respectivă.

Afară de acestea un criteriu important de apreciere a eficacităţii automatizării îl constitue îmbunătăţirea condiţiilor de muncă şi creşterea continuă a calităţii producţiei.

Timpul de recuperare a investiţiilor pentru automatizare se calculează cu ajutorul formulei:

$$T = \frac{V_a}{(C_1 - C_2) \cdot P},$$

în care:

T este timpul de recuperare a investiţiilor pentru realizarea programului de automatizare, ani;

V_a — valoarea investiţiilor necesare pentru automatizare, lei;

C_1 — preţul de cost al preparării înainte de introducerea automatizării, lei/t;

C_2 — preţul de cost al preparării după introducerea automatizării, lei/t;

P — volumul anual al substanţei minerale utile preparate, tone.

Această formulă este valabilă numai în cazul cînd nu se fac investiţii pentru schimbarea unor utilaje, altele decît cele pentru realizarea automatizării.

În cazul cînd, pentru introducerea programului de automatizare, este necesar a se face investiţii şi pentru înlocuirea unor utilaje existente, termenul de acoperire a investiţiilor se calculează cu ajutorul formulei următoare:

$$T = \frac{V_a + V_{un} - V_{uv} + V_{uvr}}{(C_1 - C_2) \cdot P}$$

în care:

V_a reprezintă valoarea investiţiilor necesare pentru automatizare, lei;

V_{un} — valoarea investiţiilor pentru utilajul nou introdus;

V_{uv} — valoarea remanentă a utilajelor vechi;

V_{uvr} — valoarea parţial rămasă neamortizată a utilajelor vechi (cu uzură morală ridicată) în momentul introducerii tehnicii noi.

După autorii sovietici termenul de recuperare a investiţiilor avansate pentru automatizare în industria minieră variază între 6 luni şi 6—7 ani. Marea majoritate a investiţiilor aferente automatizării se amortizează în termen mai mic, pînă la trei ani, ceea ce este considerat o durată normală.

Concluzii

În ultimii ani automatizarea uzinelor de preparare a substanţelor minerale utile a luat o dezvoltare din ce în ce mai mare, atît în străinătate cît şi în ţară.

S-au prevăzut programe de automatizare în special la uzinele noi construite sau în construcţie în R.P.R., compuse din aparatură şi dispozitive de automatizare care se construiesc în ţară în proporţie de peste 80%.

Introducerea programelor de automatizare impune o serie de condiţii în ceea ce priveşte montajul şi caracteristicile utilajelor folosite în uzinele de preparare. Aceste condiţii se realizează cu uşurinţă la uzinele noi, deoarece la proiectarea acestora se ţine seamă şi de posibilităţile montării cu uşurinţă a aparatelor şi dispozitivelor ce compun aceste programe. Pentru accelerarea ritmului de automatizare a uzinelor de preparare din ţara noastră este necesar a se realiza:

— studierea în continuare a experienţei ţărilor avansate în domeniul automatizării uzinelor de preparare, din punctul de vedere al felului de aparatură aplicat, al performanţelor tehnice, al sistemelor automate introduse, cît şi al eficacităţii economice realizate;

— construirea şi asimilarea unor noi dispozitive de automatizare, specifice automatizării uzinelor de preparare;

— studierea posibilităţilor de automatizare a proceselor de preparare din uzinele mai vechi;

— stabilirea unei metodologii ştiinţifice pentru calculul eficacităţii economice a automatizării uzinelor de preparare;

— întocmirea unor documentaţii tehnice cît mai complete cu privire la automatizarea uzinelor de preparare, care să fie puse la dispoziţia cadrelor tehnice care activează în acest sector.

BIBLIOGRAFIE

[1] Buniko, V. A., Volotkovskii, S. A. şi Iakilevici, N. G.: *Avtomatizaţia na obogatitelnîh fabrikah,* Gosgortehizdat, Moskva, 1961.

[2] Visnevskii, E. V. şi Zabiakin, V. P.: *Datcik v schemah avtomatizaţii tehnologiceskih proţessov obogatitelinîh fabrik.* Gosenergoizdat, Moskva, 1961.

[3] Ghiprougleavtomatizaţia — *Rabotî instituta po mehanizaţii i avtomatizaţii predpriatii ugolinoi i gornorudnoi promîşlennosti za 1960 god.* Annotirovannii vîpusk, nr. 5, Moskva, 1961.

[4] Cahalan, M. J. şi Walski, R.: *Aplication of automatic control technics in mineral processing mining equipm.* 1961.

[5] Zurek Frantisek, Kaspar Sirt: *Automatizace rudniych upraven. Rudy,* 8, nr. 7, 1960.

[6] Kozin, I. V., Minevici, A. S. şi Altstuller, H. H.: *Ekonomiceskaia effektivnosti avtomatizaţii v gornoi promîşlennosti.* Gosgortehizdat, Moskva, 1963.

[7] *** *Dicţionar statistic-economic.* Direcţia centrală de statistică, Bucureşti, 1962.

[8] Corpade, A., Haidinger, A., Pop, V., Csilag, A., Almăşan, M. şi Teodorescu, V.: *Probleme de mecanizare şi automatizare studiate pentru unităţile miniere ale T.M. Baia-Mare.* Referat prezentat la sesiunea de referate şi comunicări ştiinţifice ICEMIN din 4—6 aprilie 1963.

Un nou tip de perforator rapid cu distribuţia prin piston

Ing. Alex. Darabont, ing. Şt. Achim,
ing. Cr. Pătru

Din punctul de vedere al sistemului de distribuţie a aerului comprimat, ciocanele perforatoare pot fi:

— cu distribuţie cu supapă;

— cu distribuţie cu sertar;

— cu distribuţie prin piston.

Majoritatea perforatoarelor cunoscute în tehnica mondială sînt înzestrate cu distribuţie cu supapă în diferite variante de execuţie.

Perforatoarele fabricate în ţară sînt înzestrate cu distribuţie cu supapă. Astfel, perforatorul CP-19 are distribuţie cu supapă tubulară amplasată lateral faţă de cilindru; CP-17, CP-29 — distribuţie cu supapă tubulară amplasată axial şi CP-24 — distribuţie cu supapă oscilantă.

Se cunosc relativ puţine tipuri de perforatoare înzestrate cu distribuţie cu sertar. O asemenea distribuţie au perforatoarele sovietice KŢM-4, PR-30L, PR-30LB şi KS-50.

Perforatoarele cu distribuţie prin piston sînt, de asemenea, puţin răspîndite, cu toate avantajele pe care le prezintă acest sistem de distribuţie a aerului. Se cunosc tipurile T-10, T-10S ale firmei finlandeze Spüd Finn şi tipurile sovietice PR-21 şi PR-21V.

Tot cu distribuţie prin piston este şi tipul sovietic PR-28, înzestrat cu două pistoane lucrînd alternativ, frecvenţa loviturilor fiind de 6 000 lovituri pe minut.

Distribuţia cu supapă prezintă avantajul că este relativ simplă în execuţie şi are o inerţie mică în funcţionare.

Această proprietate o au mai ales supapele oscilante, cu care sînt înzestrate perforatoarele sovietice PR-25B, PR-25P, PR-25T şi perforatoarele firmei suedeze *Atlas Copco,* RH-571-1, BBD-11, RH-754 şi BBD-43. O asemenea distribuţie are şi tipul romînesc CP-24 care s-a executat recent la uzinele „Independenţa"—Sibiu.

Din dezavantajele distribuţiei cu supapă am putea enumera următoarele:

— distribuţia aerului comprimat în cilindru nu se face în mod judicios, deoarece supapa de obicei se comută într-o nouă poziţie după deschiderea orificiilor de evacuare şi o parte din aerul comprimat este evacuat direct în atmosferă ;

— aerul se destinde prea puţin în cilindru, neutilizîndu-se astfel complet energia sa potenţială ;

— datorită faptului că presiunea aerului la evacuare este relativ mare, zgomotul pe care-l fac aceste perforatoare în timpul funcţionării este mai mare (118—119 decibeli) ;

— la sfîrşitul cursei active, în faţa pistonului se formează o pernă de aer care micşorează lucrul mecanic de percuţie.

Distribuţia cu sertar prezintă avantajul că distribuţia aerului se face deosebit de judicios şi elimină complet perna de aer din faţa pistonului la cursa activă.

Dezavantajele acestui sistem de distribuţie sînt următoarele :

— execuţia este complicată, cerînd o înaltă tehnicitate, ceea ce duce la mărirea preţului de cost al perforatorului ;

— sertarul are o greutate mai mare decît o supapă în orice variantă ar fi ea executată, deci şi inerţia ei în mişcare va fi mai mare, ceea ce îngrădeşte mult aplicabilitatea sa în cazul perforatoarelor rapide.

După cum se ştie, perforatoarele rapide tind să înlocuiască tot mai mult perforatoarele obişnuite, prin urmare şi aplicarea sertarelor la perforatoare va fi pe viitor limitată.

Distribuţia prin piston îmbină unele avantaje ale celor două sisteme de distribuţie.

Avantajele mai importante sînt următoarele :

— execuţie extrem de simplă, fapt care influenţează asupra preţului de cost al perforatorului şi asupra capacităţii de producţie a uzinei ;

— distribuţia aerului este raţională, admisia plină a aerului avînd loc numai la o parte din durata cursei active (sau de revenire) a pistonului restul fiind folosit pentru destindere şi evacuare ;

— deoarece aerul este evacuat din cilindru la o presiune mai mică, zgomotul în timpul funcţionării este mai scăzut ;

— se adaptează deosebit de bine la perforatoare cu cursă scurtă a pistonului, cum este cazul perforatoarelor rapide ;

— numărul de repere este mai mic decît la cele cu distribuţie cu supapă sau cu sertar.

Dacă acest principiu de distribuţie a aerului va fi bine pus la punct, se va putea face un salt calitativ, în ceea ce priveşte construcţia perforatoarelor rapide.

Tipurile de perforatoare existente, a căror distribuţie funcţionează pe acest principiu, au caracteristici tehnice bune, unele chiar foarte bune. Astfel avem perforatoarele Tampella tipurile T-10 şi T-10S (fig. 1).

Un asemenea perforator constă din pistonul percutor *1* avînd diametrul de 100 mm şi este prevăzut cu două tije. Tija anterioară are o serie de canale longitudinale prin care angrenează cu manşonul de rotire.

Tija posterioară, care glisează în cilindrul distribuitor *2*, are o gîtuire prin care se distribuie aerul în cele două camere ale cilindrului. Are de asemenea o serie de canale elicoidale prin care angrenează cu manşonul dinţat *6* al mecanismului cu clicheţi 7. Cilindrul distribuitor *2* este presat într-o carcasă *5*, prevăzută cu capacul posterior *4*. În acest capac este montat mînerul *8*, care în caz de nevoie se poate deşuruba. Pistonul propriu-zis glisează în cilindrul de lucru *3*, care se prelungeşte printr-un avantcilindru. Avantcilindrul, cilindrul de lucru *3* şi carcasa *5* sînt rigidizate prin două tije *10*. La capetele celor două tije *10* există două locaşe în care se introduc capetele ghiarei extractoare *9*.

Caracteristicile tehnice ale acestor perforatoare sînt redate în tabela 1.

Cu toate performanţele sale superioare, ciocanul prezintă o deficienţă constructivă şi anume aceea că este destul de greu de realizat un paralelism între suprafaţa cilindrului de distribuţie a aerului şi suprafaţa cilindrului motor, aceste suprafeţe făcînd parte din piese diferite.

Se pare că o soluţie mai bună, din acest punct de vedere, este aceea adoptată la perforatorul sovietic tip PR-21 la care capul pistonului are formă de cupă. Această variantă este mult mai uşor de realizat constructiv, păstrîndu-se în acelaşi timp avantajele funcţionale.

Schema distribuţiei prin piston utilizată la PR-21 este redată în figura 2.

Pentru a se executa cursa activă, aerul este admis prin canalul *1*, intră într-un spaţiu inelar format de o degajare în capul pistonului şi cilindru, de aici prin canalul *2* în partea *A* a cilin-

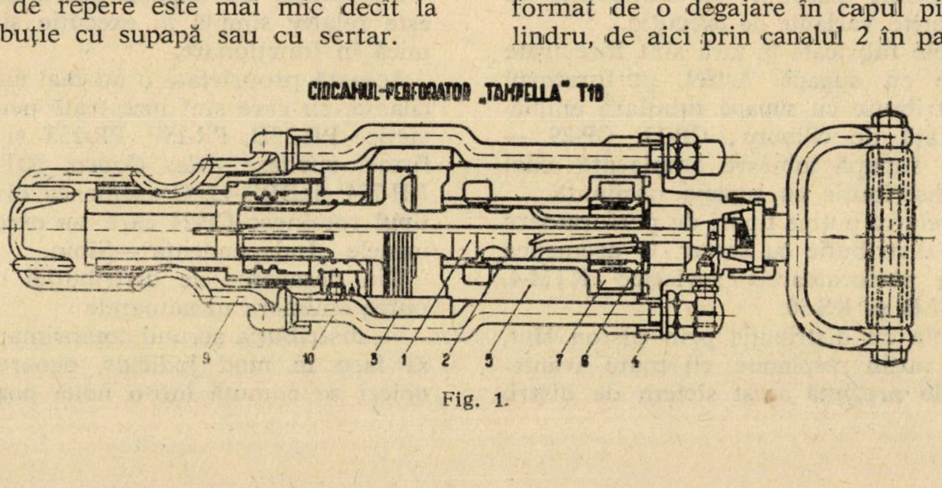

CIOCANUL-PERFORATOR „TAMPELLA" T10

Fig. 1.

Tabela 1

Caracteristicile tehnice ale diferitelor tipuri de ciocane perforatoare cu distribuţie prin piston la p = 5 at

Tipul perforatorului	Ţara, uzina sau firma producătoare	Greutatea ciocanului, kg	Numărul de lovituri/min	Cuplul de rotire, kgcm	Consumul de aer, m³/min	Diametrul pistonului, mm	Cursa pistonului, mm	Lucrul mecanic de percuţie, kgm
PR-21	U.R.S.S. Kommunist	21	2 600	95	2,0	76	35	2,5
PR-21V	U.R.S.S. Kommunist	22	3 100	180	3,0	76	—	—
Tampella T-10	Spiid Finn	28	3 200	—	3,1	100	32	4,0
Tampella T-10S	Spiid Finn	—	3 400	—	2,9	100	25	4,1
CP-24 M	R.P.R. Independenţa — Sibiu	24	2 800	—	2,2	94	31	3,5—3,8

drului. În acelaşi timp în partea *B*, aerul este evacuat prin canalul *5*.

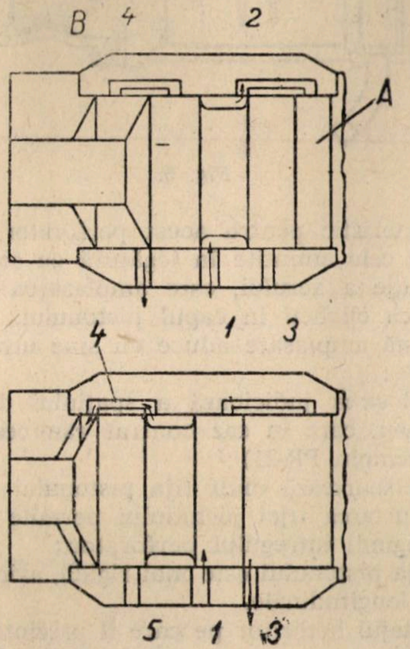


Fig. 2.

Admisia aerului în partea *A* a cilindrului are loc, pînă în momentul în care muchia degajării pistonului închide canalul 2. Din acest moment începe destinderea aerului în cilindru, care are loc pînă în momentul în care muchia din dreapta a capului pistonului deschide orificiul de evacuare *3*.

În acest timp aerul care se găseşte în partea *B* a cilindrului este comprimat. Acest fapt constituie un dezavantaj al distribuţiei cu piston, deoarece prin aceasta se micşorează lucrul mecanic în momentul percuţiei.

Pentru efectuarea cursei de revenire a pistonului, aerul este admis prin canalul *1*, prin spaţiul inelar, prin canalul *4* în partea *B* a cilindrului. Admisia aerului în această parte a cilindrului are loc pînă în momentul în care muchia din stînga a degajării din capul pistonului, acoperă canalul *4*. Din acest moment începe destinderea aerului. În momentul în care muchia din stînga a capului pistonului deschide orificiile de evacuare *5*, începe evacuarea aerului din partea *B* a cilindrului.

Cu aceasta ciclul de funcţionare se încheie.

Perforatorul PR-21 (fig. 3) constă din pistonul percutor *1*, avînd capul sub formă de cupă, iar tija sa fiind prevăzută cu două canale elicoidale; mecanismul cu clicheţi format din manşonul *2* prevăzut în interior cu două proeminenţe elicoidale, care angrenează cu canalele elicoidale din tija pistonului şi roata dinţată *3* care angrenează cu cei patru clicheţi *4*. Manşonul de rotire *5* este prevăzut cu două proeminenţe longitudinale prin care angrenează cu canalele longitudinale ale tijei pistonului şi este înşurubat în manşonul sfredelului *6*.

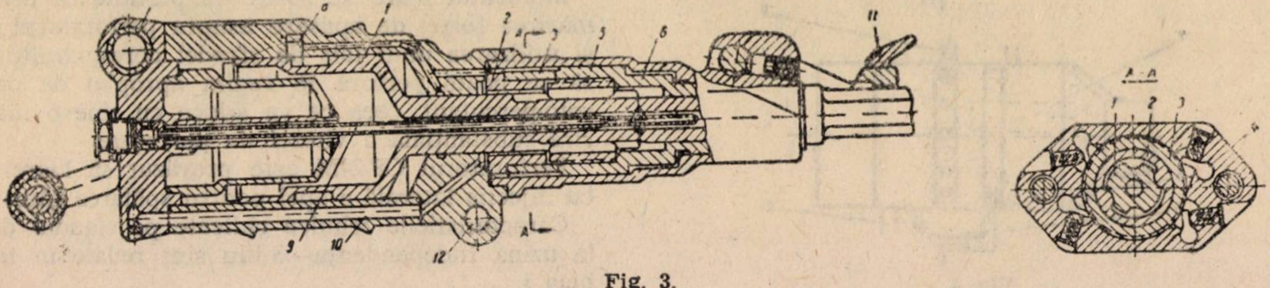


Fig. 3.

Admisia aerului în cilindru se face prin ventilul 7. Ungerea pieselor din partea anterioară a perforatorului se face prin canalul *8*, prin care pătrunde aerul din cilindru conţinînd particule de ulei, provenite de la ungătorul automat cu care este prevăzut perforatorul (tip MA-5). Acesta se montează pe furtun la racordul cu reţeaua de aer comprimat al perforatorului.

Injecţia centrală a apei în cazul perforării umede, se face prin ţeava centrală *9*. Suflarea cu aer a găurii perforate se execută prin fixarea robinetului 7 în poziţia corespunzătoare. În acest caz aerul trece prin canalul *10*. Pentru a permite scoaterea sfredelului înţepenit din gaură, perforatorul este prevăzut cu ghiara extractoare *11*. Fixarea perforatorului pe suportul pneumatic se face prin intermediul urechii *12*.

Caracteristicile tehnice ale perforatoarelor PR-21 şi PR-21V sînt redate în tabela 1.

Colectivul de autori şi-a propus să realizeze un ciocan perforator cu distribuţia prin piston, la proiectarea căruia s-au urmărit următoarele obiective :

— drumul aerului comprimat pentru alimentarea la cursa activă a pistonului să fie cît mai scurt posibil, evitîndu-se astfel pierderile locale, de presiune ;

— simplificarea construcţiei pistonului şi a cilindrului ;

— mărirea cuplului de rotire ;

— micşorarea lungimii ciocanului.

În mare măsură aceste obiective au fost realizate.

După cum reiese din schema distribuţiei (fig. 4), pentru alimentarea cu aer a părţii *A* a cilindrului, în vederea executării cursei active, aerul este admis prin canalul *1*, spaţiul inelar *2*, şi prin canalele radiale *3* în partea *A* a cilindrului (capacul pistonului are formă de cupă).

În acelaşi timp, evacuarea aerului din partea *B* a cilindrului, în atmosferă, se face prin canalul *4*. Prin scurtarea drumului aerului, în vederea alimentării la cursa activă, se micşorează şi pierderile locale de presiune.

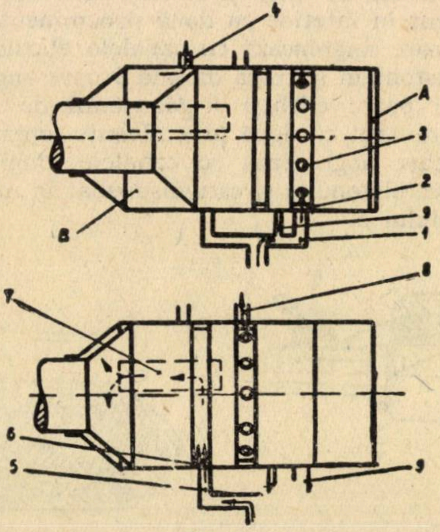


Fig. 4.

Pentru alimentarea cu aer a părţii *B* a cilindrului, în vederea executării cursei de revenire a pistonului, aerul intră prin canalul *5*, spaţiul inelar *6*, degajarea 7 frezată în peretele cilindrului şi de aici în cilindru. Aerul din partea *A* a cilindrului este evacuat în atmosferă prin canalele radiale *3*, spaţiul inelar *2* şi canalul *8*.

Pe baza schemei de distribuţie redate în figura 4 s-a trecut la proiectarea şi executarea prototipului de ciocan perforator CP-24M (fig. 5).

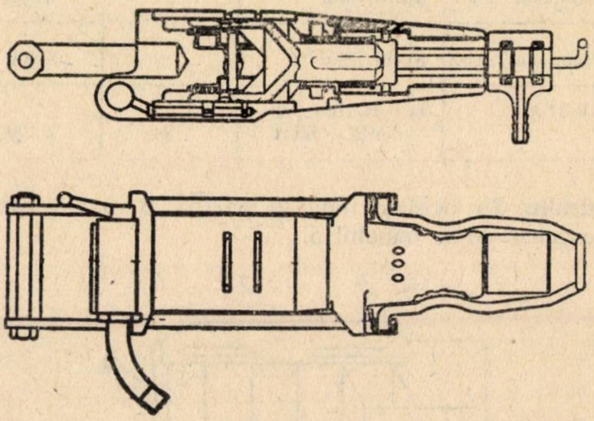


Fig. 5.

Caracteristic pentru acest perforator, în plus faţă de cele amintite în legătură cu schema de distribuţie a aerului, este amplasarea mecanismului cu clicheţi în capul pistonului.

Această amplasare aduce cu sine următoarele avantaje :

— folosirea judicioasă a spaţiului din capul pistonului, care în caz contrar rămînea neutilizat (exemplu PR-21) ;

— se scurtează mult tija pistonului ;

— scurtarea tijei pistonului permite micşorarea lungimii întregului perforator ;

— tija pistonului este mai rigidă, avînd numai canale longitudinale.

Avantajul hotărîtor pe care îl prezintă această amplasare este mărirea momentului de rotire. În cazul amplasării mecanismului cu clicheţi pe tija pistonului, braţul momentului este de 20 mm. În cazul amplasării în capul pistonului, braţul momentului va fi de 40 mm, deci la aceeaşi forţă de apăsare a aerului asupra pistonului, momentul de rotire va creşte.

Momentul mare de rotire va permite ca prin mărirea forţei de apăsare asupra perforatorului şi utilizarea unui tăiş de sfredel corespunzător, să se poată perfora în regim apropiat de cel roto-percutant, ceea ce va aduce cu sine o mărire substanţială a vitezei de perforare.

Perforatorul CP-24M este prevăzut să lucreze cu injecţia laterală a apei pentru spălarea găurii.

Caracteristicile tehnice ridicate pe standul de la uzina Independenţa—Sibiu sînt redate în tabela 1.

Tabela 2

Compararea caracteristicilor tehnice ale diferitelor perforatoare fabricate în ţară ($p = 5$ at)

Tipul perforatorului	Greutatea perforatorului, kg	Diametrul pistonului, mm	Cursa pistonului, mm	Consumul de aer, m³/min	Numărul de lovituri/min	Lucrul mecanic de percuţie, kgm	Puterea de percuţie, CP	Numărul de repere
CP-19	19	60	54	1,7	2 100	1,9	0,88	52
CP-17	17	62	67	1,6	1 570	3,4	1,19	42
CP-23	23	66	70	1,8	1 680	2,3	0,86	64
CP-29	29	65	87	2,2	1 400	4,5	1,74	70
CP-24	24	80	60	4,0	2 500	4—5	2,22	41
CP-24M	24	94	31	2,2	2 800	3,5—3,8	2,18	25

În comparaţie cu perforatoarele T-10 şi T-10S, care au diametrul cilindrului de 100 mm, la perforatorul CP-24M se remarcă greutatea mai mică (24 kg faţă de 28 kg cît are perforatorul T-10) şi consumul de aer mai redus (2,2 m³/min faţă de 2,9 m³/min cît are T-10S).

În tabela 2 sînt redate în mod comparativ caracteristicile tehnice ale diferitelor tipuri de perforatoare fabricate în ţară (inclusiv perforatorul CP-24 fabricat recent la uzina Independenţa—Sibiu) şi perforatorul CP-24M .

În comparaţie cu perforatorul CP-24, prevăzut cu distribuţia aerului cu supapă oscilantă, CP-24M, se remarcă printr-un consum mult mai scăzut de aer (2,2 m³/min faţă de CP-24 care are 4,0 m³/min) ceea ce confirmă afirmaţia făcută mai sus că distribuţia aerului prin piston este deosebit de raţională.

Lucrul mecanic de percuţie este mai scăzut la CP-24M, însă nu în acelaşi raport în care se găsesc consumurile de aer.

Din tabela 2 reiese de asemenea că perforatorul CP-24M are numărul de repere scăzut la aproape jumătate faţă de perforatoarele CP-17 şi CP-24. Aici trebuie să mai ţinem seamă şi de faptul că toate piesele sînt în general simplu de executat. Aceasta poate să ducă la mărirea capacităţii de producţie a uzinei şi la micşorarea preţului de cost al perforatorului.

Concluzii

Din analiza caracteristicilor tehnice se poate deduce că perforatoarele rapide cu distribuţia prin piston au perspective de extindere.

Perforatorul CP-24M are o serie de avantaje faţă de alte tipuri de perforatoare cu distribuţia cu supapă şi prin piston.

Printre acestea remarcăm :

- simplitatea de execuţie a majorităţii reperelor ;
- numărul mai mic de piese componente ;
- scurtarea căii aerului pentru alimentarea la cursa activă a pistonului ;
- amplasarea mecanismului cu clicheţi în capul pistonului, ceea ce permite mărirea momentului de rotire, scurtarea tijei pistonului şi scurtarea întregului ciocan.

Pe viitor va trebui să se mai îmbunătăţească lucrul mecanic de percuţie în aşa fel încît acesta să ajungă la 4—5 kgm.

◆

Folosirea raţională a excavatoarelor SE-3 în cazul transportului cu autobasculante

Ing. C. Păsărin

În cadrul exploatărilor la zi un mare volum de lucru îl reclamă lucrările de dezvelire care comportă excavarea şi încărcarea sterilului, transportul, depunerea în haldă şi formarea haldelor.

În cadrul carierelor utilajul conducător este excavatorul, în funcţie de care se determină capacitatea utilajelor anexe.

Volumul de dezvelire anual se stabileşte avînd în vedere faptul că rezerva descopertată gata pentru exploatare la data de 1 octombrie trebuie să asigure desfăşurarea ritmică a planului de producţie pînă la data de 1 aprilie a anului viitor. În funcţie de acest volum se stabileşte necesarul de excavatoare şi în funcţie de acestea se stabileşte suprafaţa de haldare, necesarul mijloacelor de transport şi al utilajelor de formare a haldelor.

Capacitatea anuală a excavatoarelor se determină cu relaţia :

$$C = N_m \cdot F_u \cdot N,$$

unde:

N_m este numărul mediu anual de utilaje;
F_u — fondul anual de timp de funcționare utilă a unui excavator;
N — norma tehnică progresivă de productivitate a unui excavator.

$$F_u = \{[(Z_c - Z_{od})\, N_{sch} \cdot T] - O_n\} \cdot \left(1 - \frac{a}{100}\right)$$

Z_c reprezintă zilele calendaristice într-un an;
Z_{od} — zilele de odihnă și sărbători într-un an;
N_{sch} — numărul schimburilor în 24 ore;
T — durata unui schimb, ore;
O_n — ore nelucrătoare, pe an;
a — întreruperi planificate în procente față de timpul nominal (timpul pentru reparații, montare etc.).

În exploatările la zi, sterilul se transportă de la frontul de lucru la haldă cu diferite mijloace de transport, randamentul maxim al excavatorului realizîndu-se în cazul existenței unui număr suficient de mijloace de transport, și în același timp să existe o corespondență între capacitatea cupei excavatorului și capacitatea mijlocului de transport.

Această cerință se realizează în cazul în care coeficientul de dotare al frontului de lucru γ cu mijloace de transport determinat prin relația:

$$\gamma = \frac{t_{\text{înc.}}}{t_{\text{înc.}} + t_0} = \frac{1}{1 + \frac{t_0}{t_{\text{înc.}}}},$$

este cît mai aproape de valoarea maximă 1, adică atunci cînd timpul de încărcare $t_{\text{înc.}}$ este mai mare cu mult decît timpul t_0 de schimbare la punctul de încărcare a mijlocului de transport (tren, autobasculante etc.) sau — ceea ce este același lucru — atunci cînd după un timp de schimbare t_0 excavatorul descarcă mai multe cupe în mijlocul de transport ca urmare a unei capacități de transport mai mare de cîteva ori decît capacitatea cupei excavatorului.

Coeficientul de dotare al frontului de lucru se confundă de altfel cu coeficientul de utilizare în timp al excavatorului, întrucît cu cît acesta este mai aproape de valoarea 1, adică cu cît mai bine este organizat frontul de lucru în ce privește alimentarea continuă cu mijloace de transport, cu atît excavatorul va fi obligat să lucreze un timp mai mare din timpul de lucru aferent unui schimb.

Scriind:

$$\gamma_{ex} = \frac{T_{ef}}{T}.$$

Cînd timpul efectiv lucrat T_{ef} este mare și se apropie de timpul de lucru aferent unui schimb T, atunci coeficientul de utilizare în timp al excavatorului γ_{ex} se apropie de valoarea lui maximă 1.

Transportul auto prezintă următoarele avantaje:

— mobilitate mare în circulație nedepinzînd de o cale de rulare fixă;

— rapiditatea deplasării încărcăturii, mai ales pe distanțe mici;

— mare capacitate de manevrare;

— posibilitatea de a circula pe drumuri cu declivități mai mari decît în cazul transportului pe cale ferată;

— organizarea simplă în convoaie a transportului;

— posibilitatea înlocuirii rapide a unei autobasculante defecte cu alta din parcul de rezervă, nestingherind fluxul de lucru al excavatorului.

Ca dezavantaje, sînt de menționat:

— necesitatea construirii unor drumuri corespunzătoare capacității de transport;

— o dată cu mărirea distanței de transport se mărește parcul de autobasculante;

— necesitatea de garaje și ateliere de reparații;

— necesar mare de conductori auto și mecanici auto;

— folosirea sezonieră;

— limitarea productivității excavatorului în cazul că nu se asigură numărul necesar de autobasculante.

Aprecierea eficienței tehnico-economice a transportului cu auto se face folosind ca indice de comparație lucrul mecanic efectuat de acesta — t km — indicele care caracterizează simultan capacitatea de încărcare a autobasculantei și distanța de transport. În exploatările la zi, transportul auto este caracterizat prin:

— efectuarea unei curse pline și a unei curse goale în interiorul aceluiași ciclu, ceea ce are ca urmare faptul că raportul dintre distanța parcursă cu încărcătură și distanța totală parcursă în interiorul aceluiași ciclu este de maximum 50%;

— viteza la cursa în gol este cu circa 25% mai mare decît viteza de circulație cu încărcătură.

La un excavator dat, numărul de autobasculante depinde de:

— distanța de transport;

— viteza de circulație;

— raportul între capacitatea mijlocului de transport și a cupei excavatorului;

— durata de deplasare a excavatorului de la un front la altul;

— proprietățile fizico-mecanice ale rocilor.

În tabela 1 este calculat, pe baza unor relații simple, numărul necesar aproximativ de autobasculante în funcție de distanța de transport și raportul dintre capacitatea cupei excavatorului și capacitatea autobasculantei.

Calculele s-au făcut pentru viteza de circulație, V = 20 km/oră, durata unui ciclu la excavator t_c = 0,1 h și durata de descărcare t_d = 0,025 h și pentru raportul dintre capacitatea cupei excavatorului Z_{ex} și capacitatea cutiei autobasculantei Z_c variind între 1 și 0,1.

Tabela 1

Raportul $\frac{Z_{ex}}{Z_c}$	Numărul necesar de autobasculante în raport cu distanța de transport												
	Distanța, km												
	1	1,5	2	2,5	3	3,5	4	5	6	7	8	9	10
1	13	17	22	26	31	33	40	49	58	67	76	85	94
0,5	6	9	11	14	16	17	20	25	29	34	38	43	47
0,25	3	5	6	7	8	9	11	13	15	17	20	22	24
0,20	3	4	5	6	7	7	9	11	12	14	16	18	20
0,10	2	3	3	4	4	4	5	6	7	8	8	9	10

Din datele tabelei 1 se pot trage următoarele concluzii:

1. La un același raport dintre capacitatea cupei excavatorului și capacitatea cutiei autobasculantei, o dată cu creșterea distanței de transport, crește și numărul de autobasculante necesare, pentru că durata de încărcare rămîne aceeași, fiind independentă de distanța de transport.

2. Creșterea numărului necesar de autobasculante este mai lentă în raport cu creșterea distanței de transport în cazul cînd *R* este mai mic. Exemplu: cînd $R = 0{,}5$ la creșterea distanței de transport de la 1,5 km la 3,5 km, adică de 2,33 ori, numărul autobasculantelor crește numai de circa 1,80 ori. În cazul cînd $R = 0{,}25$, la aceeași creștere a distanței de transport numărul autobasculantelor crește de 1,8 ori ca urmare a faptului că se mărește timpul de staționare a autobasculantei la încărcare.

3. O dată cu micșorarea raportului *R*, adică în cazul cînd capacitatea autobasculantei este mai mare decît capacitatea cupei excavatorului, la aceeași distanță de transport numărul necesar de autobasculante se reduce. Așa, de pildă, la distanța de 1,5 km în cazul capacității autobasculantei de patru ori mai mare decît capacitatea cupei excavatorului, numărul autobasculantelor se reduce de 3,4 ori, iar la distanța de 2,5 km, se reduce de 3,7 ori în comparație cu $R = 1$.

4. Numărul autobasculantelor necesare nu crește în proporția în care crește distanța de transport, ci într-o proporție mai mică.

Exemplu: dacă distanța crește de patru ori, în cazul $R = 0{,}5$ numărul autobasculantelor necesare crește numai de 3,33 ori, iar în cazul $R = 0{,}2$ numărul autobasculantelor crește numai de trei ori.

5. La aceeași distanță de transport, numărul autobasculantelor necesare nu scade în proporția în care scade *R*. Exemplu: dacă $R = 0{,}25$, la distanța de 1,5 km numărul autobasculantelor scade numai de 3,40 ori. În aceeași situație, la distanța de 3,5 km numărul autobasculantelor necesare scade de circa 3,68 ori.

6. O dată cu micșorarea distanței de transport și cu mărirea capacității de încărcare a autobasculantei față de capacitatea cupei excavatorului, încărcătura transportată de o singură mașină crește.

Față de aceste observații se pune întrebarea: care este capacitatea optimă a cupei autobasculantei, respectiv care este valoarea pentru *R*, cea mai potrivită pentru folosirea la maxim atît a excavatorului cît și a autobasculantelor.

Cu cît capacitatea de încărcare a autobasculantei este mai mare, cu atît folosirea excavatorului este mai rațională pentru că timpul pierdut pentru potrivirea autobasculantei la încărcare, care revine pe o tonă transportată, este mai redus.

În schimb, autobasculantele nu sînt folosite la maximum mai ales la distanțe mici de transport, cînd timpul de încărcare reprezintă un procent ridicat din timpul total al ciclului.

În cazul cînd capacitatea mijlocului de transport este mică, durata ciclului excavatorului se mărește, reducîndu-se capacitatea de producție a acestuia. În schimb, autobasculantele sînt mai rațional folosite.

Randamentul maxim se realizează de o autobasculantă atunci cînd într-un interval de timp transportă o cantitate mai mare de material.

Autobasculantele cu capacități mai mari de transport se recomandă a fi folosite la distanțe mari.

În tabela 2 sînt calculate informativ capacitățile cutiei autobasculante Z_c în funcție de durata de oprire t_0 a excavatorului și distanța de transport, *L*.

Calculele sînt făcute luînd $v = 20$ km/h, $t = 0{,}025$ h, $t_c = 0{,}01$ h pentru un excavator cu capacitatea cupei de $Z_{ex} = 3$ m³.

Din analiza datelor din tabela 2 rezultă următoarele:

— la aceeași valoare a lui t_o, o dată cu creșterea distanței de transport, capacitatea cutiei autobasculantei crește;

Tabela 2

Durata de oprire a excavatorului, t_0, ore	Distanța de transport *L*, km											
	1	1,5	2	2,5	3	4	5	6	7	8	9	10
0,033	12,46	17,31	20,45	24,54	26,82	32,67	35,82	39,20	42,66	45,58	48,07	51,61
0,025	7,7	15,64	18,59	21,64	23,65	27,45	31,18	34,57	36,96	38,95	42,39	44,62
0,0166	2,71	13,21	15,57	17,97	19,58	22,65	25,58	28,19	30,81	32,50	34,30	40,99
0,0083	2,09	9,55	11,13	12,77	13,89	16,34	18,99	19,92	21,52	23,06	24,46	25,85

— la aceeaşi distanţă de transport, o dată cu scăderea valorii lui t_o, capacitatea cutiei autobasculantei scade.

Din cele prezentate mai sus se poate trage concluzia că folosirea raţională a excavatorului SE-3 cu cupa de 3 m^3, în cazul transportului sterilului cu autobasculante, se realizează atunci cînd numărul necesar de autobasculante, în funcţie de distanţa de transport, este cel indicat în tabela 1, iar capacitatea cutiei autobasculantei este de cîteva ori mai mare decît capacitatea cupei excavatorului şi are valorile cuprinse între cele date în tabela 2.

BIBLIOGRAFIE

[1] Şeşko, E. F. *Exploatarea la zi a zăcămintelor de substanţe minerale utile.* Traducere din limba rusă. Editura tehnică, 1954.

[2] *** Extras din revista sovietică. *Cărbunele.* nr. 11/1955. I.D.T., 1956.

* * *

Tismana, un nou zăcămînt de lignit exploatabil în carieră

Geol. Maria Isac şi geol. D. Cîrîc

Exploatarea rentabilă a zăcămintelor de substanţe minerale utile este condiţionată de o serie de factori economici determinaţi în special de condiţiile de zăcămînt.

Unul din factorii esenţiali în această privinţă îl formează posibilitatea exploatării la zi, care prezintă mari avantaje economice.

În ultima vreme principalele ţări producătoare s-au orientat spre o dezvoltare cît mai mare a exploatării cărbunilor prin carieră. Astfel, în U.R.S.S. proporţia de cărbune extras din cariere faţă de producţia totală era în 1958 de peste 25%, în R. S. Cehoslovacă de 45%, iar în R.D.G. de peste 90% [3].

În R.P.R. pînă în 1953 nu au existat exploatări în carieră a cărbunilor. Lucrările de cercetare executate după această dată de către Comitetul geologic în colaborare cu M.M.E.E. au dus la descoperirea de zone favorabile exploatări la zi a unor zăcăminte de lignit. Astfel au fost prospectate, explorate şi date pentru exploatare zăcămintele de la Rovinari şi Vîrghiş.

În prezent, Comitetul geologic execută ultimele lucrări de amănunt pentru a treia zonă care prezintă toate condiţiile necesare unei exploatări la zi.

Zona se găseşte în albia rîului Tismana, în apropiere de confluenţa cu Valea Jiului şi face parte din zăcămintele de lignit cuprinse între Valea Motrului şi Valea Jiului.

Geologia regiunii

La alcătuirea geologică a regiunii Tismana iau parte depozitele pliocenului superior aparţinînd dacianului şi levantinului şi depozitele cuaternare.

Dacianul este format din două orizonturi bine distincte:

a) orizontul inferior sau orizontul nisipos reprezentat printr-un pachet de nisipuri cenuşii-gălbui şi cenuşii-verzui fine sau grosiere.

b) orizontul superior sau orizontul argilos-nisipos-cărbunos format dintr-o alternanţă de argile cenuşii şi cenuşii-verzui cu nisipuri cenuşii micacee şi strate de lignit.

Între stratele IV şi V de lignit a fost identificat şi în această zonă un orizont lumachelic, conţinînd numeroase forme de vivipare, prosodacne, dreissene etc. Acest orizont a constituit un bun reper pentru corelarea stratelor de lignit dintre Motru şi Jiu.

Levantinul, situat în continuitate de sedimentare peste depozitele daciene, este alcătuit din argile nisipoase, nisipuri cenuşii-verzui şi gălbui şi strate de lignit. În aceste depozite au fost întîlnite, în deosebi deasupra stratului VII de cărbune, vivipare, melanopside, dreissene şi unionizi.

Cuaternarul este constituit din depozitele de terasă şi aluviunile rîului Tismana şi din alunecările de teren active şi stabilizate de pe versanţii acestei văi.

Tectonica

În regiunea Poiana Rovinari-Rogojelu-Hodoreasca depozitele pliocene formează o cută anticlinală orientată E-V cu căderi care variază pe ambele flancuri între 1 şi 10°. Zona Tismana se găseşte situată pe flancul nordic al acestui anticlinal.

Hărţile structurale executate pe baza lucrărilor de foraj nu au pus în evidenţă deranjamente tectonice în zona cercetată.

Structura geologică a zăcămîntului

După cum am mai arătat, în regiune, atît în dacian cît şi în levantin, se dezvoltă strate de lignit şi anume în dacian — stratele I—VII şi în levantin — stratele VIII—XVII.

În zona Tismana din tot acest complex cărbunos se întîlnesc numai stratele II—VII în dacian şi stratul VIII în levantin.

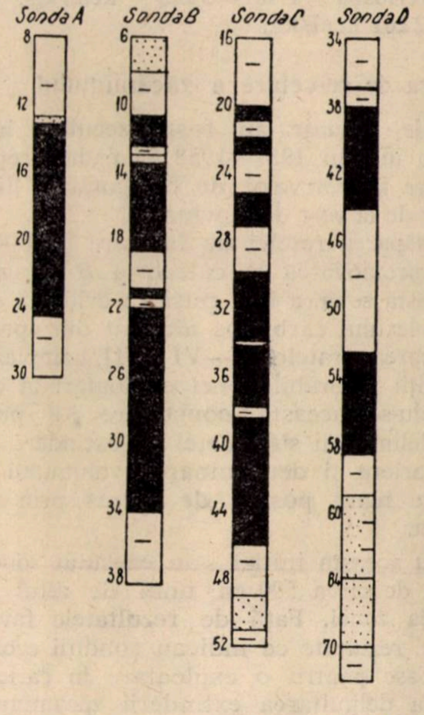


Fig. 1. Alcătuirea petrografică a complexului cărbunos.

Stratul II cu grosimi variind între 0,05 şi 0,85 m, stratul III cu grosimi între 0,10 şi 1,90 m şi stratul IV cu grosimi între 0,60 şi 1,90 m nu prezintă importanţă economică.

Peste stratul IV se întîlneşte orizontul reper fosilifer amintit, deasupra căruia urmează complexul cărbunos exploatabil din această zonă, alcătuit din stratele V-VI-VII cunoscute în regiunea dintre Motru şi Jiu. În zona Tismana aceste trei strate se apropie foarte mult, ajungînd ca în centrul zonei de luncă să formeze, în general, un pachet cărbunos compact. Pe margini, intrînd către zona colinară, stratele încep să se individualizeze prin apariţia intercalaţiilor de steril.

Litologic complexul cărbunos exploatabil prezintă mari variaţii, atît în ceea ce priveşte grosimea cărbunelui, cît şi a intercalaţiilor sterile pe care acesta le conţine. Astfel, grosimea totală a complexului cărbunos variază între 2,1 şi 40,7 m, iar grosimea totală a cărbunelui între 2,0 şi 22,5 m (fig. 1).

În general, în zona de luncă — zona de carieră — stratele de cărbune sînt unite într-un singur pachet, care prezintă uneori intercalaţii sterile subţiri, sub 0,30 m grosime.

Se constată o creştere a grosimii complexului cărbunos exploatabil spre zonele colinare, prin îngroşarea intercalaţiilor sterile în dauna cărbunelui. În acelaşi timp stratele de lignit încep să se individualizeze, întîi stratul VII, apoi stratul VI (fig. 2).

Atît culcuşul cît şi coperişul complexului cărbunos sînt formate, în general, din argile. În zona de luncă, depozitele sedimentare fiind în bună parte îndepărtate de eroziune, depozitele de terasă stau direct peste cărbune.

Uneori, în culcuşul complexului cărbunos şi separat de acesta printr-un pachet de argile gros de 2—4 m se întîlneşte un banc de nisip de 1—4 m, cu dezvoltare lenticulară. Către nord-vestul zonei, acest banc se îngroaşă o dată cu argila din coperişul lui, care ajunge la 7—8 m.

Foarte rar au fost interceptate nisipuri subţiri (1—2 m) şi între stratele de cărbuni ale complexului cărbunos exploatabil.

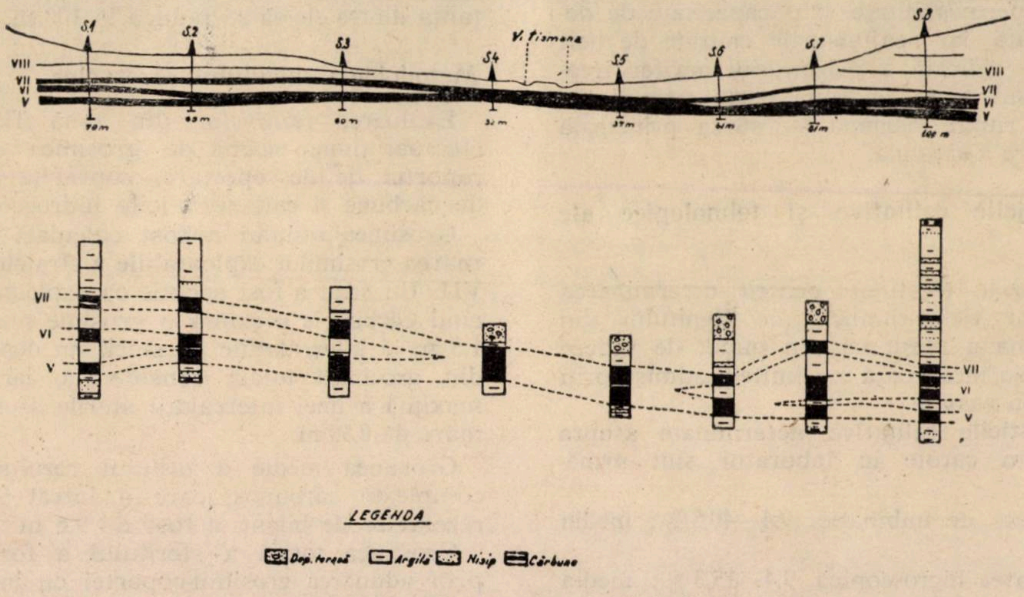


Fig. 2. Profil transversal prin zăcămîntul de lignit Tismana.

În zonele colinare, o dată cu creşterea reliefului, peste complexul cărbunos exploatabil şi separat de acesta printr-un pachet de argile şi nisipuri în grosime de 6—25 m, apare şi stratul VIII de cărbune, care în zona Tismana se prezintă cu grosimi cuprinse între 0,7 şi 3,2 m şi este de regulă neexploatabil.

Hidrogeologia zăcămîntului

Pentru stabilirea condiţiilor hidrogeologice de zăcămînt ale complexului cărbunos alcătuit din stratele V—VI—VII, au fost săpate 10 forje hidrogeologice, prin care s-a cercetat litologia formaţiunilor din culcuşul şi coperişul complexului.

Lucrările executate [2] au pus în evidenţă prezenţa unui strat acvifer freatic, cantonat în aluviunile vechi ale rîului Tismana deasupra complexului cărbunos V—VI—VII şi a mai multor strate acvifere de adîncime, dezvoltate la diferite nivele în complexul cărbunos şi sub acesta.

Încercările hidrogeologice efectuate au dus la următoarele rezultate:

— stratul acvifer freatic prezintă o permeabilitate mare, coeficientul de infiltraţie variind între 27,9 şi 36,8 m/24 h;

— orizonturile acvifere cu grosimi de 0,5—1,2 m intercalate între stratele VII—VI şi VI—V au o permeabilitate scăzută, coeficientul de infiltraţie fiind de 0,57 m/24 h;

— orizontul acvifer intercalat între stratul V şi IV de cărbune are un coeficient de infiltraţie de 0,82 m/24 h.

Nivelul hidrostatic pentru stratul acvifer freatic se situează la o adîncime de 0,1—4,7 m. Stratele acvifere de adîncime au presiuni variabile între 0,5 şi 5 at, nivelul hidrostatic avînd astfel un caracter ascensional, iar local artezian.

În concluzie, orizonturile acvifere de adîncime au o permeabilitate şi o capacitate de debitare scăzută, iar neajunsurile cauzate de permeabilitatea ridicată a orizontului acvifer freatic pot fi înlăturate, în bună parte, prin devierea apelor rîului Tismana — sursa principală de alimentare a acestuia.

Caracteristicile calitative şi tehnologice ale cărbunelui

Din analizele efectuate pentru determinarea proprietăţilor fizico-chimice ale lignitului din zona Tismana a reeşit că din punct de vedere calitativ el se încadrează în limitele admise prin STAS-urile în vigoare.

Caracteristicile calitative determinate asupra probelor din carote în laborator sînt următoarele;

— umiditate de îmbibaţie, 9,4—40,5%; media 24,5%;

— umiditatea higroscopică, 9,4—15,3%; media 6,5%;

— cenuşă, 13,3—44,6%; media 26,6%;

— sulf combustibil, 0,7—3,2%; media 2,1%;

— puterea calorifică:

superioară 1 704—3 575 kcal/kg; media 2 578 kcal/kg;

inferioară 1 487—3 229 kcal/kg; media 2 261 kcal/kg.

Metodica de cercetare a zăcămîntului

Primele sondaje au fost executate în zona Tismana în anii 1957—1958 în cadrul reţelei de conturare a rezervelor de categoria C_1 din zona colinară de la vest de Rovinari.

Prin săparea reţelei de îndesire (600—800 m) pentru promovarea la categoria *B* a rezervelor din această zonă, a fost pusă în evidenţă existenţa complexului cărbunos alcătuit din apropierea şi unificarea stratelor V—VI—VII, complex situat în condiţii favorabile unei exploatări în carieră.

Făcîndu-se această constatare s-a pus problema delimitării suprafeţei de extindere a eventualei cariere şi determinarea volumului de rezerve de lignit posibil de extras prin exploatare la zi.

Pentru aceasta iniţial s-au executat sondaje la distanţe de circa 500 m unul de altul pentru tatonarea zonei. Faţă de rezultatele favorabile obţinute, rezultate ce indicau condiţii economice avantajoase pentru o exploatare în carieră, s-a trecut la delimitarea extinderii zăcămîntului şi la determinarea volumului de rezerve prin executarea unei reţele cu distanţa între sondaje de 200—250 m, care a permis încadrarea rezervelor în categoria *B*. Totodată au fost săpate şi 10 foraje manuale hidrogeologice.

Pentru obţinerea unor date suplimentare necesare întocmirii proiectului de exploatare în carieră a complexului stratelor de cărbuni din regiunea Tismana, a fost necesară îndesirea reţelei de foraje de mică adîncime astfel ca distanţa dintre ele să se reducă la 100 m.

Metodologia calculului rezervelor

Evaluarea rezervelor din zona Tismana s-a efectuat ţinînd seamă de grosimea cărbunelui, raportul de descopertare, suprafaţa purtătoare de cărbune şi caracteristicile hidrogeologice.

Grosimea utilului a fost calculată prin însumarea grosimilor exploatabile a stratelor V—VI—VII. Un strat a fost socotit ca exploatabil atunci cînd cărbunele prezintă o grosime mai mare de 1,5 m şi intercalaţiile de steril nu depăşesc 30% din grosimea totală considerată, iar grosimea maximă a unei intercalaţii sterile să nu fie mai mare de 0,30 m.

Grosimea medie a utilului rezultată pentru complexul cărbunos, care a intrat în calculul rezervelor de bilanţ, a fost de 9,6 m.

Grosimea totală a sterilului a fost stabilită prin adunarea grosimii-copertei cu intercalaţiile sterile din cuprinsul complexului cărbunos.

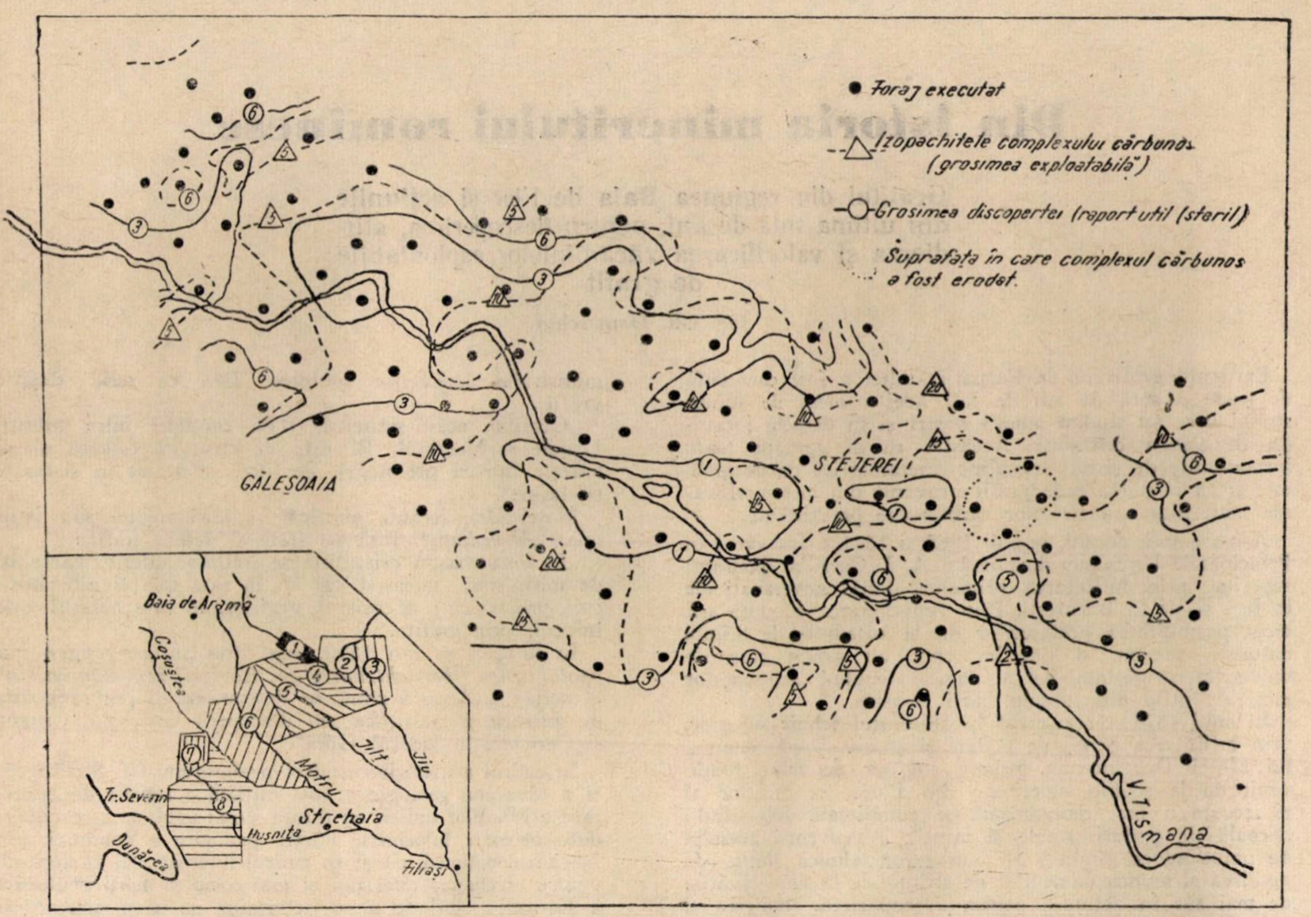

Foraj executat
Izopachitele complexului cărbunos (grosimea exploatabilă)
Grosimea discopertei (raport util (steril)
Suprafaţa în care complexul cărbunos a fost erodat.
GĂLEŞOAIA
STEJEREI
V. Tismana
Baia de Aramă
Coşuştea
Jilţ
Jiu
Motru
Tr. Severin
Strehaia
Huşniţa
Dunărea
Filiaşi

Fig. 3. Schiţa zonei Tismana cu variaţia izopachitelor complexului cărbunos şi a descopertei : *1* — zona Tismana ; *2* — zona Rovinari, carieră ; *3* — Rovinari, zona colinară de est ; *4* — Rovinari, zona colinară de vest ; *5* — zona Jilţ ; *6* — zona Motru ; *7* — zona Balota ; *8* — zona Huşniţa.

În zona Tismana raportul de descopertare (raportul dintre grosimea totală a cărbunelui exploatabil şi presiunea sterilului) variază între 0,5/1 şi 11/1 (fig. 3). Calculul rezervelor de bilanţ exploatabile în carieră s-a făcut numai pentru perimetrul în care raportul de descopertare are o valoare de cel mult 6/1.

Conturul suprafeţei purtătoare de cărbune care prezintă condiţii favorabile exploatării în carieră a fost trasat în funcţie de cei doi factori analizaţi mai sus.

În teritoriul cercetat s-a întîlnit o zonă restrînsă de eroziune a complexului stratelor de cărbuni, scăzîndu-se rezervele din această suprafaţă neexploatabilă.

Studiile hidrogeologice au arătat condiţii favorabile pentru exploatarea în carieră a rezervelor calculate.

BIBLIOGRAFIE

[1] Cîrîc, D. *Zăcămintele de lignit dintre Motru şi Coşuştea.* Studii tehnice şi economice, Comitetul geologic (A)/5, Bucureşti, 1959, p. 11—25.

[2] Croitoru, M. *Studiul hidrogeologic al zonei Tismana.* Manuscris, Arhiva Comitetului geologic, raport geologic, 1961.

[3] Gheorghiu, Gr. *Aspecte economice privind dezvoltarea exploatării lignitului prin cariere.* Revista Minelor, Bucureşti, vol. XIII, nr. 7 1962, p. 299—304.

[4] Isac, M. *Raport geologic preliminar asupra lucrărilor de explorare executate în zona Tismana pînă la 1.I.1962.* Manuscris, Arhiva Comitetului geologic.

[5] Popovici, V. *Lucrări geologice de explorare în regiunea Rovinari.* Studii tehnice şi economice. Comitetul geologic (A)/5, Bucureşti, 1959, p. 27—37.

* * *

Cronică

Din istoria mineritului romînesc

Grafitul din regiunea Baia de Fier şi acţiunile din ultima sută de ani, pentru descoperirea, studierea şi valorificarea zăcămintelor exploatabile de grafit

Ing. Gh. Damaschin

Existenţa grafitului în Carpaţii sudici a fost cunoscută de peste o sută de ani de toţi acei oameni de ştiinţă străini care au studiat munţii noştri şi în deosebi formaţia de şisturi cristaline. Aceasta, ca şi aproape toate formaţiunile de şisturi cristaline metamorfice de pe glob, este şi ea purtătoare de grafit provenit din metamorfozarea materiilor sau stratelor cărbunoase preexistente.

Acum o sută de ani, în anii 1863 şi 1864, a fost creat în Principatele Unite sub domnia lui A. I. Cuza învăţămîntul superior, prin înfiinţarea primelor două universităţi de la Iaşi şi de la Bucureşti. Prin funcţionarea acestora s-a creat posibilitatea profesorilor de la catedrele de Ştiinţe naturale, precum şi tinerilor care au urmat cursurile universitare, putinţa de a aborda studiul substanţelor minerale utile din subsolul ţării noastre.

În anul 1878 a fost creat învăţămîntul tehnic superior, prin înfiinţarea Şcolii de poduri şi şosele. După numirea lui Matei Drăghiceanu, primul inginer de mine romîn venit de la şcolile superioare din Paris, ca director al ei, şcoala a fost reorganizată şi completată sub titlul: „Şcoală de poduri, şosele şi mine". Absolvenţii acesteia au putut aduce gîndirea şi munca lor tehnică alături de gîndirea şi munca oamenilor de ştiinţă de la universităţile de mai sus în acţiunea pentru descoperirea, studierea şi valorificarea zăcămintelor de substanţe minerale utile.

Abia în al patrulea sfert al veacului trecut, şi anume după construirea principalelor căi ferate, a început în Romînia prima acţiune geologico-minieră pentru descoperirea şi exploatarea zăcămintelor de combustibili minerali în scopul înlocuirii combustibilului străin prin cărbuni indigeni. În fruntea acestei acţiuni s-au aflat, în jurul anului 1880, geologul prof. univ. Gregoriu Ştefănescu şi inginerul de mine Matei Drăghiceanu. Ocupaţiile lor de atunci i-au determinat să studieze formaţia geologică a Carpaţilor sudici, pe care au urmărit-o apoi mai departe şi anume, Gr. Ştefănescu în cadrul activităţii din sfera catedrei sale universitare şi a Biroului geologic care a fost înfiinţat la stăruinţa sa perseverentă, iar ing. Matei Drăghiceanu în cadrul studiului geologic şi economic al pămîntului judeţului Mehedinţi. În formaţia de şisturi cristaline a Carpaţilor sudici, ei au constatat existenţa grafitului, dispersat sau concentrat în diferite roci din munţii Olteniei şi implicit din regiunea Baia de Fier.

De atunci încoace s-au desfăşurat multe acţiuni de teren, geologice şi miniere, pentru descoperirea, studierea şi valorificarea economică a zăcămintelor grafitoase exploatabile, intuite în Carpaţii sudici. Ultima acţiune a fost executată în vara acestui an de către Comitetul geologic cu aparatură modernă, şi la nivelul actual al cunoştinţelor în materie minieră.

În cele ce urmează sînt prezentate extrase din lucrările geologice şi miniere care au fost publicate pînă acum, din care rezultă desfăşurarea cronologică a cunoştinţelor despre existenţa grafitului în regiunea Baia de Fier, precum şi descoperirea existenţei complexelor grafitice în munţii bazinului superior al apelor Olteţ şi Gilort din comunele Novaci, Cernădia, Baia de Fier şi Polovragi, pe care le cuprindem sub numele de regiunea Baia de Fier.

Gr. Ştefănescu, în 1883, a întocmit şi publicat un raport sub titlul *„Relaţiune sumară de lucrările Biroului geologic în campania 1883"*. El a înaintat acest raport ministrului Lucrărilor publice. Iată ce scria despre grafit:

„Grafitul, acest mineral, l-am constatat între munţii Urdele şi Muntinul. El este de structură foioasă şi se găseşte într-un şist negru grafitos, intercalat în şisturile cristaline".

Matei Drăghiceanu publică în 1885 studiul său intitulat *„Mehedinţii"*. Iată ce scrie el despre grafit:

„În zona noastră cristalină se întîlnesc diferite varietăţi de micaşisturi: micaşist calcar, în care cuarţul este înlocuit prin calcit; micaşistul grafitos, în care cuarţul este înlocuit prin grafit..."

În lucrarea sa din 1890, sub titlul *„Erlauterungen zur geologischen Ubersichtzkarte des Königreiehem Rumänien"* el scrie: „...Această zonă se desemnează şi prin depozite de antracit şi grafit, ce am descoperit la Schela, Crasna şi Cernădia în judeţul Gorj".

În cadrul activităţii catedrei profesorului Gr. Ştefănescu şi a Muzeului geologic a fost iniţiată o acţiune de cercetare a Munţilor sudici, cu dublu scop: unul, de a se culege date necesare întocmirii hărţii geologice a Romîniei atît în cadrul naţional, cît şi în cadrul internaţional al acţiunii pentru efectuarea unei noi şi mai complete hărţi geologice a Europei; altul de a se determina pe teren substanţele minerale utile şi a se ridica probe pentru îmbogăţirea colecţiei muzeului de la catedra respectivă a universităţii.

Pentru executarea pe teren a cercetărilor în Munţii sudici Gr. Ştefănescu a însărcinat pe geologul L. Mrazec, după cum confirmă acesta, în raportul său din 1895, cu titlul *„Contribuţiuni la studiul petrografic al rocilor din zona centrală a Carpaţilor de sud şi anume din judeţele Mehedinţi, Gorj şi Vîlcea"*.

În acest raport, Mrazec scria:

„Zona centrală este formată în mare parte de roce pur cristaline şi de roce eruptive vechi, cu intercalaţiuni de terenuri paleozoice foarte puternic metamorfozate şi pînă acum puţin cunoscute. Peste tot în acest complex sînt suprapuse în discordanţă şiruri şi făşii mezozoice şi mai rar terţiare; acestea din urmă sînt de multe ori încleştate şi întinse...

Rocele cristaline, care constituie zona centrală a Carpaţilor sudici, sînt în cea mai mare parte: gneisuri micacee şi amfibolice, micaşisturi diferite — cu mica neagră sau albă — cîteodată şi amfibolice, amfibolite simple şi feldspatice, şisturi cloritoase, roce corneene etc. Şisturile sericitoase şi grafitoase se găsesc în general împreună, cîteodată sînt însoţite de anumite micaşisturi sau şisturi talcoase cu nodule de cuarţ şi feldspat. Aceste roce de aparenţă cristalină sînt în realitate pur dentritice. Studiul acestor formaţiuni e în cele mai multe cazuri foarte îngreunat prin un metamorfism intens şi profund, mai totdeauna de origină dinamică. Toate rocele mai sus enumerate se încarcă, după cum e compoziţia lor chimică, condiţiunile lor de geneză şi metamorfismul, cu granate, staurolit, andaluzită, disten, epidot, zoisită, cloritoid şi alte minerale caracteristice metamorfismului.

Rocele eruptive, care însoţesc zona centrală, par a fi, după cît se poate judeca după cunoştinţele noastre actuale (1894), toate vechi. Ele sînt granite, granite cu amfibol, granulite, pegmatite grafitice, diorite, diabaze, ortofiri şi microgranulite; serpentina e foarte frecventă şi formează masive importante.

Colecţiunea Biroului geologic din Bucureşti posedă numeroase şi frumoase eşantioane a tuturor acestor roce...

Pe Valea Jiului numai la sud de podul de la Lainici se întîlneşte o încleştătură de şisturi cu sericită şi de şisturi grafitoase, care pe unele locuri se încarcă cu cloritoizi..."

În acel an, 1895, a fost votată şi pusă în aplicare prima lege a minelor cerută cu 30 de ani mai înainte de Constituţia dată Principatelor Unite de către Cuza Vodă. În vederea aplicării ei, Serviciul minelor din minister a fost reorganizat şi înzestrat cu două laboratoare: unul de geologie pus sub conducerea geologului Popovici-Haţeg şi avînd consilier pe L. Mrazec; altul de chimie pus sub conducerea lui L. Edeleanu. Serviciul minelor a fost înzestrat şi cu o bogată colecţie de minerale şi roci. Au fost angajaţi tineri geologi şi ingineri de mine, veniţi atunci în ţară după terminarea cursurilor şcolilor superioare de specialitate din alte ţări; conducerea serviciului fusese încredinţată inginerului de mine C. Alimănişteanu, care făcuse studiile la Şcoala de mine din Paris. În acel timp, primul inginer de mine romîn, Matei Drăghiceanu, dădea sprijin preţios colectivului care se formase. Acest colectiv a conceput un program de prospectare şi explorare a întregului pămînt al Romîniei. În vederea executării acestui program şi la sugestia echipei de mai sus, ministerul a adunat şi trimis pe teren pe toţi geologii şi inginerii de mine aflaţi în ţară. Pentru că aceştia nu aveau sau nu stăpîneau încă practica lucrului de teren, ministerul a adus în ţară specialişti străini, care să ajute pe cei de mai sus la îndeplinirea competentă a sarcinii trasate.

Ca rezultat practic general al conlucrării lor pe teren, a fost identificarea în pămîntul Romîniei a nouă regiuni miniere. Între acestea se găsea şi marea regiune Baia de Fier — Baia de Aramă, ce se întindea în masivele Parîng şi Vulcan.

L. Mrazec fusese însărcinat cu cercetarea masivului Vulcan, Gh. Munteanu-Murgoci cu cercetarea masivului Parîng, acesta lucrînd sub conducerea lui Mrazec. Cercetările au fost executate atît separat cît şi împreună, în anii 1897 şi 1898 şi rapoartele întocmite de ei au fost prezentate ministerului.

În publicaţiile: 1. *„Încercare de clasificare a rocelor cristaline din zona centrală a Carpaţilor romîneşti"* (Bul. Soc. Ştiinţe, An. V. Bucureşti, 1897), în legătură cu grafitul, Mrazec scria:

„Bazîndu-ne pe datele unor geologi ca şi pe propriile cercetări, credem că cele trei diviziuni ale cristalinului pot fi reduse la două:

Grupul *I*, compus din toate rocele foarte cristaline: gneise, micaşiste diverse, roce amfibolice foarte cristaline sau amfibolite inferioare cuprinzînd gneisuri amfibolice, amfibolite feldspatice şi diverse tipuri de hernblende, actinolite etc. şi poate unele calcare cristaline.

Grupul *II*, cuprinzînd roce puţin cristalizate cari, prin natura lor şi mai ales prin dispoziţia stratigrafică, nu pot fi admise nici în primul grup, nici în terenurile paleozoice actualmente cunoscute. Acestea sînt: corneenele şi şisturile amfibolice cu epidot, zoisite sau clorite trecînd la diferite varietăţi de şisturi cloritoase. Unele şisturi cloritoase, sericitoase, talcoase şi grafitoase şi de calcare cristaline, compacte sau şistoase în general intercalate în rocele citate mai sus.

Întregul ansamblu de roce amfibolice cu epidot etc. şi de şisturi cloritoase noi le cuprindem sub numele comun de roce şi şisturi verzi..."

În încheiere, Mrazec declară că nu are pretenţia de a fi prezentat aici o clasificare definitivă pentru rocele cristaline din zona centrală... „şi că lasă lucrărilor ulterioare grija de a le modifica sau completa".

2. *Formaţiunile de antracit de pe clina sudică a Carpaţilor sudici* (Această lucrare a fost comunicată în 1895 Secţiunii de Ştiinţe matematice şi naturale de pe lîngă Academia Imperială de Ştiinţe din Viena).

„După cunoştinţele noastre personale... rocele conducătoare de antracit sînt cunoscute numai în vecinătatea Văei Jiului. Ele se întind din satul Schela cu dese întreruperi spre est şi se pierd la defileul Jiului. Pe partea stîngă a rîului se arată din nou la Stănceşti, ca să dispară complet spre est după cîţiva kilometri.

Conglomerate foarte compacte cu bolovani de cuarţ de mărimea pumnului şi cu grezii colorate închis de particole cărbunoase formează şisturile; ele sînt necontenit însoţite de şisturi grafitoase şi de şisturi cenuşiu deschis, nisipoase cuarţitifere şi sericitoase. Antracitul este numai la Schela cunoscut, în lentile puternice... în alte locuri el formează numai cuiburi mici neînsemnate şi fâşii, cum s-a confirmat prin numeroase săpături de prospecţiune.

Formaţiunile antracitoase sînt la Schela dinamometamorfozate în gradul cel mai înalt; astfel s-au transformat nisipurile fine în acele roce asemănătoare micaşisturilor, care caracterizează formaţiunile lacustre din Carbonul Alpilor de vest. Şisturile cenuşii marnoase au fost de asemenea modificate şi însoţesc şisturile grafitoase, veritabile şisturi cu sericită, în timp ce antracitul se înconjoară cu o zonă de şisturi grafitoase.

Cîţiva kilometri mai la est de Schela, lîngă satul Porceni, se găseşte încă o urmă de şisturi antracitoase; de asemenea între acest sat şi apa Jiului.

Pe malul stîng al Jiului se arată aceste formaţiuni abia la Stănceşti. Aici ele formează o făşie lungă şi îngustă, care în cea mai mare parte constă din conglomerate, grezii grosolane şi şisturi grafitoase.

Pe partea sudică a Carpaţilor din Făgăraş s-au căutat cu cîţiva ani mai înainte antraciţi, dar cu toate cercetările amănunţite nu s-au găsit decît şisturi grafitoase şi sericitoase înfipte în şisturi verzi ale văei mijlocii a Dîmboviţei.

De aceea, sînt foarte înclinat a privi aceste şisturi grafitoase şi sericitoase, care sînt identice cu acelea ale carbonului de Schela, că aparţin de asemenea carbonului".

3. *În altă parte,* Mrazec aduce următoarea contribuţie la cunoaşterea Carpaţilor sudici, din care rezultă cîteva informaţii privind şisturile grafitoase:

„Pe versantul sudic, acolo unde Jiul părăseşte frumoasa şi strîmta sa vale pentru a-şi duce apele în cîmpie, se găsesc la oarecare distanţă, la estul şi vestul gurei, formaţiuni antracitifere, care nu pot fi ataşate arhaicului şi încă mai puţin considerate ca aparţinînd la un teren mezozoic, cum gîndeşte M. Drăghiceanu. Acestea sînt grezii şi conglomerate excesiv de compacte, de altfel foarte şistoase, sărace în amprente, care alternează cu şisturile grafitoase şi sericitoase.

În aceste formaţiuni se găsesc intercalate puternice lentile de antracit... Ambele extremităţi a acestui nucleu alungit de antracit foarte laminat, se efilează în şisturi mai mult sau mai puţin grafitoase...

La est, aproape de Porceni, între podul de peste Jiu şi Luncaşi, se găseşte un mic sinclinal din rocele descrise mai sus, puţin adînc, larg de circa 20 m, el este răsturnat şi complet înfipt în cristalin.

La Stănceşti... şisturile talcoase, sericitoase şi mai ales şisturile grafitoase, care se găsesc intercalate în gneise, micaşisturi, prezintă adesea caractere net detritice, încît e dificil, ţinînd de asemenea socoteală de imensele presiuni ce a suferit zona centrală, de a aranja şisturi în terenuri cristaline primitive.

Un exemplu instructiv se găseşte în Valea Jiului. Şisturile grafitoase formează acolo două intercalaţiuni puţin puternice în cristalin. Ele se arată formate din cuarţ moarat, de sericită, mai mult de grafit şi materii feruginoase şi se încarcă local cu cloritoide; în varietăţile necloritoase abundă ace fine de rutil".

Iată ce scria Gh. Munteanu-Murgoci în legătură cu grafitul în: *Dare de seamă asupra cercetărilor geologice din vara 1897 în Masivul Parîng* (Raport înaintat ministrului Agriculturii, Industriei, Comerţului şi Domeniilor, în 1898).

„Între cele două zone perfect cristaline — deoparte zona granitului şi gneisului granitic în centru şi zona gneisurilor granulitice şi a granitului de cealaltă parte la periferie — avansează spre est ca o limbă de formaţiuni filitoase, cuarţite şi amfibolite superioare mai mult sau mai puţin prinse în formaţiunile mai vechi. Mai întîlnim aceste formaţiuni formînd o altă bandă, ce constituie partea de sud a culmii Redeiul şi la sud de Florile Albe pînă la Piatra Rea. În culmea Corneşul sînt prinse între pegmatita de la Cerbu și granitele de la Măgura și Piatra Rea; în Redeiul pare a se rezema de granit, suferind din partea pegmatitei numai o injecțiune.

Printre rocele ce constituiesc aceste două zone, constatăm următoarele: micașisturi și gneisuri micacee mai mult sau mai puțin grafitoase, gneisuri amfibolice, șisturi clorito-talcoase cu grafit, șisturi grafitoase, cipolinuri, cuarțite și șisturi sericitoase.

...Pegmatita de la Cerbu cu feldspatul negricios ...a injectat mai ales micașisturile și gneisurile micacee și a adus și materiale cărbunoase pe care le-a cristalizat ca grafit, diseminîndu-l și în aceste roce ca foițe foarte mici...

Filite satinate cu grafit, găsim cuprinse între cuarțite gneisificate de la Redeiul și Fața Alunului, precum și la Cerbu spre nord și sud. Sînt roce închise foarte șistoase cu mică neagră și mică albă, sericită, clorită, talc și grafit. Sînt multe alterate... în multe locuri sînt injectate de pegmatită care le gneisifică în parte. Atunci, roca, pe lîngă că se încarcă cu feldspat și muscovit, se înavuțește și în culcușuri și foi mari de grafit, care de altminteri nu lipsește niciodată din aceste roci. Cînd pegmatita predomină, foițele de sericită, clorită și talc se dispun paralel învăluind grăunțele de feldspat și cuarț, dînd naștere unui gneis sericitos. Adesea pegmatita se debarasează cu totul de elementele filitoase, cristale de feldspat și cuarț se dispun paralel, roca ia un aspect șistos, în lungul căruia se înșiră foițe exagonale de muscovit, prezentîndu-ne astfel o frumoasă leptinită (Isvorul Cerbului). În leptinitele acestea găsim adesea mici grăunți roșii bruni de grenat...

Rocele filitoase din Groapa lui Purcel și cele din groapa Mîndrei sînt mai amfibolice, mai înaintate în metamorfism și se apropie mult de amfibolitele superioare din rocele verzi ce constituie munții Urdei, Muntin și Găuri în nordul Parîngului. În Groapa lui Purcel aceste amfibolite superioare alternează cu șisturi sericitoase grafitoase și sînt străbătute și de amfibolite cu totul cristaline".

2. *Grupul superior al cristalinului în masivul Parîng* (Bul. Soc. Ing. Ind. Min. Rom. Vol. III, București, 1899)

„Șisturi cristaline... cuarțitele și șisturile sericitoase formează o bandă... Șisturile sericitoase se încarcă uneori în materii grafitoase, alteori în substanțe filitoase și constatăm treceri gradate între șisturile sericitoase și șisturi cloritoase sau talcoase...

Cipolinurile și calcarele cristaline formează intercalațiuni sub forma a patru dungi: între rocele verzi și șisturile sericitoase, sau între filite... O dungă, pe o distanță foarte mică, apare în Tolanul din NE Cerbului. Aceste calcare trebuie să însoțească filite grafitoase din Cerbu, însă, aci în Tolanul, el e prins direct între gneisuri granitice.

Filitele grafitoase le întîlnim în zona Redeiu Cerbu, căzînd NV. În partea dintre Măgura — Piatra Rea ele sînt prinse în gneisuri micacee și micașisturi născute prin granitele de aci din cuarțite și șisturi sericitografitoase, care faciesuri metamorfice le găsim la marginea sudică în Piatra Rea, căzînd spre sud, continuîndu-se spre est pînă sub calcarul de Polovragi. Tot metamorfismului acestor roce datorim și micașisturile de pe culmea de est de Ursu".

3. *Sinteza geologică a Carpaților de sud.* (Această lucrare a apărut în „Comptes Rendus du XI ème Congres Internaționale de Geologie", Stockholm, 1910 și mai tîrziu în „Dările de seamă" ale ședinței Inst. geol. rom. vol. I, 1923, 48—58).

„Rocele eruptive și șisturile cristaline vechi ale Carpaților de sud se pot împărți în două grupe. Grupul I, care formează inima pînzei de supracutare anticlinală, constînd din șisturi cu cristalinitate ridicată, în care predomină rocele micafere; ca roce eruptive, aparținînd acestui grup, putem considera gneisul de Cozia, granitul de Cumpăna, granitul de Albești, diorite și gabrouri metamorfozate, peridotite, multe filoane de pegmatită, mai vechi decît Silurianul. Grupul II, împreună cu granite, gabrouri și diorite, constituie baza a ceea ce se consideră acum ca autohton al Carpaților de sud. Șisturile acestui grup sînt de tipul filitocloritos. Calcare cristaline, șisturi negre grafitoase, cuarțitele etc. se găsesc în ambele grupe, dar în același timp cu faciesuri diferite...

Depozite carbonifere metamorfozate au fost găsite stînd direct pe șisturile autohtonului la Secul și Eibenthal și chiar pe carbonifer mai inferior la Poiana Prislopul.

Fenomenul de supracutare este rezultatul unei mișcări care a început în paleozoic și s-a continuat aproape fără întrerupere de-a lungul tuturor epocelor pînă în prezent, cu două epoci importante și critice, în mezocretacic și miocen, cînd supracutarea se termină".

Din extrasele de mai sus din publicațiile care se află în bibliotecile Academiei R.P.R. și Comitetului geologic deducem că pe plan științific autorii cercetărilor au adus un prețios aport de cunoștințe, între anii 1883 și 1905, asupra existenței și varietăților de șisturi grafitice care se găsesc în regiunea Baia de Fier.

Să vedem acum interpretarea acestui aport în plan minier și anume, dacă ele ne pot duce la aprecierea valorii economice a grafitului din această regiune. În publicațiile citite n-am găsit date asupra volumului aparițiilor grafitoase, asupra conținutului în grafit al rocilor în care el apare diseminat sau concentrat asupra proporției în care sterilul și grafitul se asociază în rocă, spre a ne convinge dacă acele roci sau șisturi cristaline pot fi considerate ca minereu de grafit. De asemenea, n-am găsit date privind dimensiunile foițelor de grafit, în rocile în care ele au fost distinse în mod special. Fără aceste informații și fără aceste precizări, prețiosul aport de cunoștințe se localizează numai pe plan științific. De altfel, geologii de mai tîrziu, voind să privească acest aport din punct de vedere economic, au rămas pînă la urmă la aceeași interpretare. Murgoci însuși, la întocmirea raportului, în încheiere a scris: „Grafitul se găsește ca bolovani însoțind pegmatita din Cerbul. Numeroși și colosali bolovani cară toate apele pe coastă la vale, și nu rare ori, întîlnim ogașe în care grafitul e mai reprezentat decît bolovanii de steril. Acest grafit trebuie să se găsească în mare cantitate și mai curat la contactul pegmatitei cu filitele. Cum acest contact nu e deloc vizibil din cauza molozului ce acoperă versanturile muntelui Cerbu și din cauza timpului scurt, nu am putut descoperi grafitul în loc.

O cercetare mai amănunțită a acestei regiuni cred că ar putea face cunoscute cuiburi cu grafit și în cantitate direct utilizabilă".

Această încheiere a fost făcută de Murgoci în cadrul acțiunii miniere care se executa atunci de către Serviciul minelor din minister, care prin această acțiune urmărea tocmai descoperirea zăcămintelor de substanțe minerale utile și deci și de grafit.

Mrazec, care a lucrat în 1897—1898 împreună cu Murgoci la verificarea cercetărilor din masivul Parîng, a avut o rezervă pe plan minier, de aceea, el nu a pus în încheierea rapoartelor sale nici un fel de apreciere. În orice caz, el a fost pesimist. Pesimismul lui a rezultat atît din declarațiile sale verbale cît și mai ales, din ceea ce el a scris mai tîrziu, în cartea sa „Curs de Minerale și Roce", vol. I: „Grafitul apare frecvent, dar nicăieri nu formează rezerve miniere (Cerbu)."

Conducerea Serviciului minelor avînd în vedere cele de mai sus, precum și recomandarea lui Murgoci de a se face o cercetare mai amănunțită a acestei regiuni — muntele Cerbul se găsește în regiunea Baia de Fier — a însărcinat pe prof. Frantz Toula să viziteze și el locurile grafitoase din această regiune, Fr. Toula, condus mai întîi de Matei Drăghiceanu, apoi de geologul V. Anastasiu a vizitat muntele Cerbul și în lucrarea pe care a scris-o, a relatat următoarele:

„Înainte de a ajunge la aflorimentele de grafit de pe coasta sudică a muntelui Cerbul, trecem pe lîngă un munte de blocuri și mai sus dăm de gneisuri granitice și de granit. Între ele se găsesc filite, care sînt descoperite de șanțurile făcute de torenții ploilor. În acest șist de aparență numai semicristalină, se găsește grafitul. Acestea sînt, mai bine-zis, șisturi grafitice ce înconjoară lentilele de grafit, care ajung o grosime de 15—20 cm și sînt atacate de ocru de fier. Cum că avem de a face cu cuiburi, sau lentile se poate dovedi și din împrejurarea că în multe din şanţurile săpate de torenţi, care cîte o dată sînt foarte adînci, nu se vede nici urmă de grafit; sînt cuiburi fără rădăcină.“

★

Izbucnind primul război mondial şi armatele germane ocupînd vremelnic Muntenia, specialişti ai statului major economic au întreprins cercetări în regiunile Baia de Fier, Baia de Aramă ş.a. La plecarea lor a fost găsit raportul conducătorului prospecţiunilor miniere, dr. ing. H. Stuchlick, cu titlul *„Ivirile de grafit de la Baia de Fier“*.

Asociaţia inginerilor şi tehnicienilor din Industria minieră din Romînia a publicat acest raport în revista sa „Analele minelor din Romînia“ nr. 6 şi 7 anul 1919. Asociaţia făcea cunoscut atunci, că, între documentele rămase de la germani de pe timpul administraţiei lor militare în Romînia, s-au găsit o serie de lucrări care au prezentat pentru noi un interes deosebit. Cele mai de valoare, şi de un interes general, a hotărît să fie publicate în revistă, „...păstrîndu-le forma intactă, spre a invedera mai precis modul lor de vedere şi intenţiile ce urmăreau în toate branşele activităţii lor în ţările cucerite...“.

Raportul întocmit de H. Stuchlick prezenta importanţă pentru că acesta era un specialist în materie de grafit şi primul specialist care a cercetat formaţia grafitoasă din regiunea Baia de Fier. În acest raport el a făcut următoarele diviziuni:

— situaţia geografică şi geologică a ivirilor de grafit;
— extragerea, costul şi producţia grafitului;
— producţia de grafit brut din mai multe ţări;
— exploatare şi rentabilitate;
— legea minelor romîne şi concesionarea exploatării grafitului.

Vom reda din acest articol următoarele pasaje:

„Văile transversale ale Olteţului şi ale Galbenului, cu direcţie NS, tăiate adînc în munţi şi în depozite morenice, au scos la iveală un întins aflorimeṅt de grafit, care pînă acum (1918) este cunoscut în două puncte. Unul se găseşte pe malul drept, de vest, al văii Olteţului, în linie dreaptă spre nord, aproximativ la 9 km de Baia de Fier şi cam la 1/2 km spre est şi mai jos de drumul de căruţe, care duce în groapa Ribaru. Aflorimentul acesta de grafit se găseşte situat la 200 m deasupra albiei Olteţului, la cota 1350, la limita dintre gneis şi granit, pe proprietatea comunei Baia de Fier, pădurea aparţinînd Băncii comerţului din Craiova. Direcţia stratelor cu grafit este EV şi înclinaţia 50° spre nord. Ele sînt străbătute transversal de intruziuni subţiri de roce eruptive şi sînt cuprinse între cuarţit (deasupra) şi granit (dedesubt).

Celălalt punct în care mai apare grafitul se găseşte în Valea Galbenul, pe o poiană împădurită, aproximativ 2 km la vest şi 1 km la nord de ivirea din groapa Ribaru, la cota 1480 şi spre vest de groapa Zănoaga, ce face limita proprietăţii comunei.

Şi acest afloriment de grafit are direcţia EV şi cade 50° nord, are o grosime ce se poate lua în considerare şi este fără îndoială exploatabil. El pare a aparţine unui zăcămînt situat ceva mai la nord. Atît patul, cît şi acoperişul său le formează gneisul, care în apropierea zăcămîntului trece la gneis grafitic şi pe alocurea este foarte descompus...

Ca şi zăcămîntul de grafit din pădurea Bavariei, la Passau, zăcămîntul de la Baia de Fier conţine grafitul ca solzi, numitul Flinz şi nu mai puţin şi în stare amorfă. Starea aceasta în solzi Flinz face ca acest zăcămînt să aibă o deosebită importanţă în vederea fabricării creuzetelor de grafit. Şi la Baia de Fier vine împreună cu aceleaşi minerale însoţitoare (cloropal, nontronit, caolin etc.), atît în grafitul tare, cît şi în cel pămîntos.

După cele trei analize făcute de prof. dr. Pfeiffer în laboratorul de chimie al Şcolii de poduri şi şosele din Bucureşti, găsim că:

— proba din grafitul tare	42,18% C;
— proba din grafitul pămîntos de la Ribaru	48,3% C;
— proba din grafitul tare de la Catalinul	69,11% C.

Fiindcă de obicei, zăcămintele de grafit au mai totdeauna secţiune lenticulară şi uneori în şuviţe şi vine se formează o zonă grafitoasă, nu s-ar putea cunoaşte grosimea mijlocie sau maximală a zăcămîntului, precum nici întinderea şi nici adîncimea decît numai prin lucrări de explorare. Cu toate acestea, comparînd acest zăcămînt cu altele similare, pe baza impresiei obţinute la faţa locului, ca şi după aspectul general al stratului, care este bine deschis la Ribaru, ca nicăieri în Germania, se poate de îndată spune că acest zăcămînt va face obiectul unei exploatări pe care se pot zidi multe speranţe...“

Autorul încheie raportul său din 1918, astfel: „...Zăcămîntul de grafit de la Baia de Fier, aşa de depărtat şi deci necunoscut, care pînă acum nu a fost explorat, ar putea totuşi, prin calitatea şi bogăţia sa, să constituie în viitor o bună rezervă nu numai pentru necesităţile imperioase ale industriei de război dar chiar după război ar putea să capete o importanţă economică enormă...“

El a propus atunci superiorilor săi militari: „...Executarea unor cercetări minuţioase asupra ivirilor de grafit de la Baia de Fier, prin lucrări de explorare“. A mai propus asigurarea drepturilor de concesionare pentru administraţia militară în Romînia, spre a putea exploata grafitul din Carpaţi.

Prin publicarea acestui raport, în 1919, în Revista Analele minelor din Romînia, conţinutul lui a putut fi cunoscut conducerii Ministerului Industriei şi Comerţului şi celor două organe ale sale: Institutul geologic şi Serviciul minelor. Cercurile industriale şi financiare din ţară au putut cunoaşte şi aprecierea specialistului H. Stuchlick asupra bogăţiei eventuale ce ar fi putut-o constitui zăcămintele grafitoase de la Baia de Fier. Dar nimeni n-a luat nici o măsură pentru a explora bazinul muntos al apelor Olteţul, Galbenul şi Gilortul.

Într-un al doilea raport semnat tot de H. Stuchlick, acesta scria următoarele:

„La tarlaua Beleoaia, pe malul de vest al unui masiv muntos înconjurat de pîraiele Olteciorul şi Beleoaia, bulgării grafitoşi de diferite dimensiuni apar sub muşchiul pădurii. Nefăcîndu-se săpături de prospectare, nu se poate spune nimic precis...

La punctul Piscul Boierului, între apele Olteţul şi Ungurelul, întreaga creastă este acoperită de grafit, dar nu se poate spune nimic precis din cauza lipsei săpăturilor...

La punctul pîrîul Epei, pe ambele părţi, se găseşte pămînt grafitos; de asemenea, la punctul pîrîul Vulpei, Leorda şi Groapa Şerbilor de pe valea Olteţului, dar nici pentru aceste iviri nu se poate spune nimic, din cauza lipsei săpăturilor...

Pe muntele Cerbul se găseşte de asemenea un punct grafitos cu o ivire de grafit ce nu a fost încă cercetată...“

Prin urmare, specialistul H. Stuchlick în rapoartele sale, scrie că echipa de prospectare minieră germană a executat săpături la Ribaru şi Zănoaga, a dezvelit prin tranşee aflorimente grafitoase pe Poiana Catalinul şi n-a găsit decît pămînt grafitos sau bolovani grafitoşi la suprafaţa celorlalte locuri pe care le-a cercetat. El însă a intuit existenţa unei mari rezerve de grafit exploatabil. Pentru descoperirea zăcămintelor, el a propus executarea de lucrări de prospectare şi explorare.

Din alte acte rămase la plecarea ocupanţilor, din 1917—1918, a rezultat că ministerul german respectiv a însărcinat Uzinele Krupp din Essen să execute un program raţional de explorări, spre a descoperi nu numai „aflorimente alunecate din zăcăminte ascunse în grohotişul de la suprafaţa regiunii Baia de Fier“, ci înseşi zăcămintele de grafit exploatabile. Este probabil că un astfel de program de explorări a fost început; atari descoperiri au fost undeva realizate, pentru că publicaţii ulterioare în limba germană au scris despre „Umfangreiche Graphitlagerstätte“ din regiunea Baia de Fier. De altfel, şi ing. Stuchlick, într-un raport de expertiză ce i-au cerut unii foşti posesori romîni de permise de explorare, menţionează că ar exista un zăcămînt în poiana de la Catalina în grosime de 12 m şi altul la punctul Ribaru în grosime de 30—60 m şi cu afloriment la suprafaţă pe cîteva mii de metri pătraţi.

* * *

Existenţa unor zăcăminte de grafit a fost presupusă de ing. Matei Drăghiceanu la Cernadia, de către geologul Murgoci la Cerbu şi de către specialistul H. Stuchlick la Ribaru şi Cătălinul, precum şi de Regiunea minieră de la Craiova. Între anii 1930—1938, la sugestia şefului Regiunii miniere din Craiova, ministerul a instituit în regiunea Baia de Fier şapte perimetre de explorare în suprafaţă de peste 6 000 ha şi pentru executarea lucrărilor a eliberat şapte permise exclusive de explorare. Nu s-a făcut nici-o lucrare în baza acestor permise.

De găsirea zăcămintelor de grafit s-a preocupat şi Institutul geologic, după cum rezultă din procesul-verbal al şedinţei din 17 martie 1922 publicat în dările de seamă ale institutului. La sfîrşitul acestei şedinţe, în care chimistul Gh. Gane s-a referit asupra lucrării lui Hugh Spence, intitulată „Grafitul", în care acesta arăta că „grafitul a fost cunoscut din timpurile preistorice şi folosit la ornamentaţii", geologul Ion Macovei a manifestat interes pentru grafitul din regiunea Baia de Fier prin cuvintele: „În Gorj se găseşte grafit în regiunea Polovragilor, Valea Galbenul şi pe Valea Olteţului (nord de Polovragi şi Baia de Fier). În granit sînt prinse sinclinale de şisturi cristaline, în special filite cu cuiburi şi lentile de grafit. Origina organică a acestui grafit este indiscutabilă..."

Independent de cele de mai sus, în 1921 geologul I. Popescu-Voiteşti, care de curînd fusese numit profesor la Universitatea din Cluj şi conducător al muzeului ei, a prezentat o lucrare Congresului din 1921 al Asociaţiei inginerilor şi tehnicienilor din Industria minieră din Romînia, în care menţionează existenţa unor zăcăminte de grafit în regiunea Baia de Fier, în continuarea şi în evoluţia metamorfismului care se întinde din Banat spre est. Această lucrare a fost publicată mai întîi în Analele minelor din Romînia şi apoi a fost editată separat, sub titlul *Privire generală asupra geologiei Romîniei. Sinteza Carpaţilor.* Redăm din această lucrare următorul pasaj:

...„În Oltenia de-a lungul marginii meridionale a Munţilor Getici (Munţii Vîlcan şi Paring) de la Vălari — Schela, la vest de Jiu şi pînă spre Novaci — Baia de Fier spre est de Jiu (Gorj), precum şi ceva mai în interior, în zona sinclinalului de mezozoic de la Locurile Rele, Rafailă (sud Lainici) şi pînă la izvoarele Jieţului şi ale Lotrului, apar în partea superioară a şisturilor cristaline ale grupului al doilea, cuarţite şi şisturi micacee cărbunoase, care conţin pe unele locuri (Schela, Porceni, Larga — Stănceşti) intercalaţiuni puternice de un antracit de foarte bună calitate... În bună parte, mai ales în regiunea Drăgoieşti — Novaci — Baia de Fier, metamorfismul carboniferului este aşa de înaintat, că antracitul este complet grafitizat".

Într-o lucrare din anul 1935, publicată în Arhivele Olteniei, sub titlul *Privire Generală asupra structurii şi evoluţiei morfologice şi geologice a judeţului Gorj*, ocupîndu-se de grafit, Popescu-Voiteşti scria:

„În afară de cuarţitele slab grafitoase din regiunea Buliga şi dintre Larga — Stănceşti — Novaci şi de cuiburile de grafit găsite în antracit la Schela, roci grafitoase mai importante apar la Novaci la marginea munţilor pînă la Cărbunele...

Studiile de pînă acum nu sînt concludente pentru o rentabilă încercare de exploatare..."

Ultima acţiune de cercetare geologică, dinaintea acţiunii de explorare minieră a autorului acestei cronici, a fost a Insitutului geologic. Ea a fost executată de geologul prof. St. Ghica şi rapoartele acestuia au fost publicate după 1937. Reproducem următoarele rînduri din lucrarea sa intitulată *Le deuxième groupe cristallin et les granites, dans les régions entre la Latoriţa et l'Olteţ" (Carpates Meridionales)* 1937*

„Cuvertura şisturilor cristaline este reprezentată în partea meridională de pachete de roci sedimentare înfipte în masa rocelor granitice; aceste diverse aflorimente desemnează pe hartă o zonă de orientare SV—NE, care se întinde de la Cerbul la Gropiţa, trecînd la sud de Gura Potecului şi de Gura Ungurelului la pîrîul Beleoaia. Acestea sînt calcare, arcoze, şisturi grafitoase şi diverse specii de filite... Seria rocelor sedimentare, filite negre şi arcoze grafitoase de la Gropiţa, Tîrnova şi Funicelul... trec insensibil în veritabile roce cristalofiliene, apoi la gneis...".

St. Ghica a examinat şi punctul Ribaru, unde a lucrat echipa germană de prospecţiuni în anii 1917—1918 şi a găsit o galerie lungă de 20 m, toată în grafit, dar n-a putut să-şi formeze o convingere asupra valorii economice a şisturilor grafitoase, pe care o bănuia ing. H. Stuchlick, pentru că „...haosul de blocuri granitice a împiedicat urmărirea ivirilor grafitoase...".

În concluzie, acţiunile geologice şi miniere dintre anii 1883—1938 au dus la constatarea existenţei sub diferite forme a şisturilor grafitoase în formaţia şisturilor cristaline din Carpaţii sudici şi îndeosebi din regiunea Baia de Fier, precum şi la intuirea existenţei unor zăcăminte cu rezerve gafitoase, probabil exploatabile, ce n-au putut fi puse în evidenţă din lipsa lucrărilor de exploatare, cu toate propunerile ce au fost făcute în decursul acestei perioade de Matei Drăghiceanu, Murgoci, Stuchlick, Popescu-Voiteşti şi St. Ghica.

Între anii 1939—1942 şi 1946—1947, autorul acestei cronici a executat o acţiune de explorare în munţii cuprinşi între comunele Novaci — Cernădia — Baia de Fier — Polovragi. Săpăturile au descoperit două complexe grafitoase într-o zonă lungă de circa 12 km (SV—NE) şi lată între 200 şi 400 m. Aceste complexe sînt formate din mai multe bancuri care au grosimi variind de la cîteva zeci de centimetri pînă la 2,3 şi chiar 4 m. Un singur banc, într-o galerie din Beleoaia, a avut grosimea de 10 m.

Complexul din capătul de sud-vest se întinde continuu în Munţii Cerbu — Tolanul şi Cătălinul; complexul de nord-est se întinde continuu în munţii Cracul Jivanului — Aninătoaia — Cujbă — Corşorul — Beleoaia.

Geologul St. Ghica, care executa o prospecţiune în acest bazin din însărcinarea Institutului geologic, precum şi geologii prof. Ion Atanasiu şi dr. Dan Giuşcă, solicitaţi special, au vizitat săpăturile şi au întocmit rapoarte asupra rezultatelor lucrărilor din anii 1941 şi 1942.

Pe teren s-a stabilit că bancurile sînt formate din mai multe varietăţi de roci grafitice. Probele ridicate şi examinate în laborator au arătat conţinuturi între 25 şi 59% carbon, dovedind că ele constituie materie primă pentru obţinerea grafitului ce interesează economia naţională.

Prof. dr. ing. I. Marinescu şi echipa sa de la laboratorul din Brad au făcut încercări de preparare mecanică cu probe ridicate de geologul dr. Dan Giuşcă, folosind medii dense şi flotaţia. S-au obţinut concentrate cu 85—92% carbon. O singură varietate n-a putut da decît concentrate cu maximum 75% carbon.

De asemenea, prof. ing. G. Vanci a făcut în laboratorul din Lupeni încercări de preparare mecanică, folosind proba ridicată de prof. Ion Atanasiu din galeria din muntele Cerbul şi a obţinut concentrate satisfăcătoare. El a separat şi fulgi de grafit.

În 1941, prof. Ion Atanasiu, împreună cu autorul acestei cronici, au făcut o estimaţie orientativă a rezervelor de materie primă grafitoasă, stabilind existenţa unei cantităţi totale de aproximativ 400 mii tone în muntele Cătălinul şi în complexul de est (din bazinul Olteţului) *.

Dimensiunile cristalitelor de grafit variază de la 0,075 mm la 0,3 mm, mai rar pînă la 0,5 mm.

În concluzie, această acţiune triplă, de săpături de explorare, de analize de laborator şi de încercări de preparare mecanică, a dovedit că cele două complexe grafitoase sînt exploatabile atît prin cantitatea rezervelor cît şi prin calitatea materiei prime.

---

* G. Damaschin Bul. Inst. Romîn de Energie, 1942, nr. 1, p- 243.

În anul 1945, complexul grafitos din sud—vest a fost pus în exploatare de organele de stat de atunci și de industria metalurgică, cu participarea autorului acestei cronici.

În vederea valorificării materiei prime în anii 1945—1946 chimista Maria Damaschin a făcut încercări de preparare pe cale umedă și pe cale uscată, precum și o selecționare potrivită, reușind prin această selecționare să realizeze un produs grafitos de turnătorie, corespunzător condițiilor cerute, adică, cu un conținut de 45—55% carbon. Între anii 1945—1948, acest produs de grafit a înlocuit importul de grafit străin.

După naționalizare, în complexul grafitos din muntele Cătălinul, s-a început de către Ministerul Minelor, iar după 1 ianuarie 1950 de către Ministerul Metalurgiei, organizarea unei exploatări sistematice deschizîndu-se complexul grafitos prin cinci galerii de orizont.

Mina din Cătălinul funcționează în prezent, în cadrul sectorului Baia de Fier din trustul Oltenia. Complexul de est însă, din lipsa căilor de comunicație nu a putut pînă acum să fie pus în producție. Recent s-a construit o șosea pe Valea Oltețului de la Polovragi la Curmătura Oltețului, care trece peste formația grafitoasă de sub și deasupra confluenței Oltețului cu afluentul său Ungurelul. Prin aceasta, valoarea de perspectivă a complexului Cracul Jivanului — Aninătoaia — Cujbă și Beloaia capătă posibilități de valorificare și poate fi pus oricînd în producție.

În vara anului 1963 s-a executat o acțiune de explorare în bazinul Oltețului de către Comitetul geologic, care a folosit nivelul actual de cunoștințe asupra zăcămintelor de grafit și aparatura modernă. Această acțiune va aduce desigur o completă lămurire asupra volumului și calității întregului zăcămînt de grafit din regiunea Baia de Fier.

BIBLIOGRAFIE

[1] Ștefănescu, Gr.: *Relațiune sumară de lucrările Biroului geologic în campania 1883.* Anuarul Biroului geologic, vol. I., București, p. 46—66.

[2] Drăghiceanu, M. *Mehedinții.* București, 1885, p. 1—202.

[3] Drăghiceanu, M.: *Erlauterungen zur geologischen Ubersichtzkarte des Königreichem Rumänien.* Buletinul Societății inginerilor și industriașilor de mine din Romînia, vol. II, București, 1898, p. 157—158.

[4] Mrazec, L.: *Contribuțiuni la studiul petrografic a rocilor din zona centrală a Carpaților de Sud și anume din județele Mehedinți, Gorj și Vîlcea.* Anuarul Muzeului geologic și paleontologic din București, vol. I, București, 1894, p. 36—87.

[5] Mrazec, L.: *Contribuții la studiul petrografic al rocilor din zona centrală a Carpaților de Sud.* Buletinul Societății de științe, Anul V, București, 1896, p. 18—34.

[6] Mrazec, L.: *Încercare de clasificare a rocilor cristaline din zona centrală a Carpaților romînești.* Buletinul Societății de științe, Anul V, București 1897, p. 190—193.

[7] Mrazec, L.: *Formațiunile de antracit de pe clina sudică a Carpaților Sudici.* Revista Academiei de științe din Viena, *XXVII*, 1895, p. 1—4.

[8] Munteanu-Murgoci, Gh.: *Dare de seamă asupra cercetărilor din vara anului 1897 în Masivul Parîngul.* Tipografia T. H. Bazilescu, București, 1898.

[9] Munteanu-Murgoci, Gh.: *Grupul superior al cristalinului în Masivul Parîngului.* Buletinul Societății inginerilor și industriașilor de mine din Romînia, vol. III, București, 1899, p. 37—62.

[10] Munteanu-Murgoci, Gh.: *Sinteza geologică a Carpaților de Sud.* Dările de seamă ale ședințelor Institutului geologic romîn, vol. I, București, 1910, p. 48—58.

[11] Toula, Fr.: *O excursie geologică în Carpații Romîniei.* Buletinul Societății inginerilor și industriașilor de mine din Romînia, vol. II fascicola 2—3, București, 1898, p. 14—16 și 104—145.

[12] Stuchlick, H.: *Ivirile de grafit de la Baia de Fier.* Analele minelor din Romînia, nr. 6—7, București, 1919, p. 119—122.

[13] Popescu-Voitești, I.: *Privire generală asupra geologiei Romîniei.* Sinteza Carpaților. Analele minelor din Romînia, vol. IV, București 1921, p. 751—821.

[14] Ghica, Șt.: *Studii geologice și petrografice în Munții Lotrului.* Comunicările Institutului geologic romîn, vol. XX, București, 1931, p. 14.

[15] Ghica, Șt.: *Al doilea grup cristalin și granitele din regiunea dintre Lotorița și Olteț.* Comunicările Institutului geologic romîn, vol. XXI, București, 1932, p. 5—13.

[16] Bălănescu, Sanda: *Conținuturi în grafit ale șisturilor cristaline din Munții Oltețului (Gorj).* Studii tehnice și economice ale Institutului geologic romîn, seria B, nr. 6, București 1941. p. 21—29.

[17] Damaschin, Gh.: *Grafitul, un nou bun minier în Romînia.* Buletinul Institutului romîn de energie, nr. 1, București, 1942, p. 243.

◆

DOCUMENTARE

* * * **Susținerea galeriilor cu tablă ondulată.** Bergbau, Heft 10, Oktober 1963, p. 363.

La minele de cărbuni din R.S.C. (Kladno) se introduce din ce în ce mai mult metoda susținerii prin tablă ondulată a lucrărilor miniere. Similar cu arcele metalice, se asamblează 2—3 plăci de tablă ondulată, de 1,20 m lungime și 0,65 m lățime. Ondulațiile sînt perpendiculare pe direcția galeriei. Marginile superioare și inferioare ale plăcilor sînt întărite în vederea realizării îmbinărilor.

Această nouă metodă de susținere prezintă mai multe avantaje: plăcile pot fi îndoite cel puțin de 12 ori și repuse din nou în funcție, rezistă mai bine la presiuni, decît armăturile de lemn și sînt mult mai ușoare și mai ușor manevrabile decît arcele TH. Durata de serviciu a acestor table ondulate este de cinci ani și poate fi prelungită prin zincare sau asfaltare pînă la 10 ani. Apără rocile din galerii de oxidări și dezagregări sub acțiunea agenților atmosferici și izolează apele de infiltrație.

Prin folosirea susținerilor din tablă ondulată se poate realiza o economie de 100 bucăți arce metalice (22 000 kg) sau 7 000 kg oțel beton, și 73 500 kg ciment, sau 75 m^3 lemn.

Maczek, M. **Folosirea rambleului hidraulic într-un abataj cu trepte răsturnate dintr-o mină de cupru.** Zeitschrift für Erzbergbau und Metallhüttenwesen, nr. 9, septembrie, 1963, p. 459—468.

După descrierea condițiilor în care s-a executat lucrarea, se arată avantajele și dezavantajele aplicării rambleului hidraulic în abatajul cu trepte răsturnate. Se face apoi un studiu mai amănunțit asupra metodei de rambleiere folosite. Rambleul utilizat a fost preparat din resturile provenite de la flotație avînd o granulație peste 75 microni. Instalațiile de preparare a rambleului de la suprafață cuprind un vas de egalizare, un hidrociclon, vase de vidare a aerului, un clasor, un ciur vibrator și o pompă cu piston. Instalația de preparare din subteran, descrisă în articol, este compusă dintr-un buncăr, o cameră de amestec, un puț de legătură și rețea de conducte. Se analizează, de asemenea, operația de rambleiere propriu-zisă precum și anumiți parametri fizici ca : procentul de substanțe solide din rambleu, viteza de deplasare a tulburelii, și altele. În ceea ce privește execuția găurilor pentru introducerea conductelor se face o descriere amănunțită a procedeului de forare cu sondeza de 85 mm. La sfîrșitul articolului se fac considerații economice asupra metodelor folosite, precum și efectul rambleierii hidraulice asupra întregii activități a minei.

Maurer, H. **Tăierea hidromecanică și transportul hidraulic al cărbunelui.** Glückauf nr. 20, septembrie 1963, p. 1 081—1 100.

Tăierea hidromecanică și transportul hidraulic pot reprezenta în anumite condiții o nouă cale spre ridicarea productivității și scăderea prețului de cost în mineritul de cărbune. Se descriu diferitele metode de abataj și domeniile lor de aplicare, precum și utilajul necesar. Transportul hidraulic al cărbunelui pe galerii poate să aibe loc în canale descoperite, prin cădere liberă sau în conducte cu ajutorul pompelor. Se face o analiză comparativă a diferitelor utilaje folosite în acest scop. În continuare se studiază circuitul apei și prepararea în cazul transportului hidraulic al cărbunilor, precum și transportul la distanță al noroiului. Avantajele acestei metode sînt multe și felurite. În primul rînd o creștere a productivității, apoi o adaptare mai ușoară la deranjamentele geologice, o reducere considerabilă a consumului de lemn de mină, o micșorare a accidentelor și a îmbolnăvirilor cu silicoză și, în sfîrșit, formarea unui flux continuu din front pînă la stația de preparare, precum și posibilitatea transportului direct al cărbunelui în centralele de forță. Ca dezavantaje se citează procentul de pierderi în abataj care se ridică la circa 25%, precum și cheltuielile mai mari de preparare a cărbunelui la suprafață. Metoda hidromecanică de abataj și transport nu se poate însă folosi în cazul rocilor înconjurătoare cu tendință de umflare, precum și la înclinări mai mici de 8°.

Puffe, E. **Sfărîmarea controlată, o importantă problemă tehnico-economică la prepararea cărbunilor.** Glückauf, nr. 21, octombrie, 1963, p. 1 173—1 175.

O problemă importantă atît economică cît și tehnică în procesul tehnologic de prepararea cărbunilor este obținerea unei granulații optime. Acest lucru duce la necesitatea controlului procesului de sfărîmare. Printr-o serie de încercări s-a demonstrat că acest lucru este posibil pînă la o anumită limită, factorii care influențează direct granulația în cazul folosirii valțurilor fiind în primul rînd conținutul de steril al produsului, viteza periferică a valțului și numărul treptelor de sfărîmare. Pentru obținerea unui produs cu granulație mare, conținutul în steril al materialului de concasat trebuie să fie pe cît posibil mic, viteza valțului nu prea mare, iar sfărîmarea să aibă loc în mai multe trepte. Dar chiar și alți factori pot contribui la evitarea producerii de granulații fine de valoare redusă și greu de preparat și anume : ciuruirea între diferitele trepte de sfărîmare, o dimensionare suficientă a cancasoarelor respectiv introducerea unei cantități de material nu prea mari și altele. În mod normal, sfărîmarea nu trebuie împinsă mai departe decît este cerută de gradul respectiv de concreștere. În special la antraciți și la huilele slabe se pot îmbunătăți simțitor rezultatele economice ale preparării printr-o sfărîmare controlată, rațională.

Hildenbrand și Ziegler. **Noi rezultate la înaintarea rapidă a galeriilor de drenare în exploatările de cărbuni bruni, la zi.** Bergbautechnik, nr. 10, octombrie, 1963, p. 527— 529.

În luna ianuarie 1963 s-a atins în Republica Democrată Germană cea mai ridicată cifră la înaintarea rapidă a galeriilor de drenare în exploatările la zi de cărbuni bruni și anume 660,3 m. Această înaintare a fost posibilă printr-o cunoaștere exactă a geologiei traseului galeriei realizată cu ajutorul sondajelor de control, precum și a prelucrării rezultatelor obținute de către forajele hidrogeologice prevăzute cu filtre de cădere. Alți factori care au contribuit la realizarea acestei viteze au fost : munca intensivă a brigăzii, introducerea unor noi forme de salarizare și de întrecere pentru îmbunătățirea cointeresării materiale, precum și ameliorări aduse în organizarea mecanizării, printre care deplasarea mașinilor după diagrame exact întocmite și introducerea unui transport ciclic cu locomotive.

Jankowsky, B. **Injectoarele de apă și posibilitățile lor de aplicare la combaterea prafului în mină.** Bergakademie, nr. 15, octombrie, 1963, p. 696—708.

În articol se analizează metodele de măsurare și problemele ridicate de folosirea injectoarelor de apă la combaterea prafului în subteran. Pentru aceasta se face uz de teoriile existente în literatura de specialitate în ceea ce privește precipitarea prafului prin efectul perdelelor de ceață, cu referire specială la cazul injectoarelor de apă, arătîndu-se și consecințele utilizării acestor metode. Se subliniază mai ales necesitatea cunoașterii raportului optim între diametrul picăturii de apă și cel al particulei de praf, cunoaștere care trebuie să ducă la alegerea celui mai indicat tip de injector. În încheiere se dau indicații practice pentru folosirea injectoarelor de apă la combaterea prafului în subteran.

Bosse, K. H. **Către automatizarea extracției pe puț.** Bergakademie, nr. 15, octombrie, 1963, p. 716—724.

Se compară transportul cu schipul și transportul cu colivia și se dau indicații pentru alegerea metodei celei mai adecvate de extracție pe puț. Se descriu mai multe tipuri de mașini de extracție din punctul de vedere al posibilităților de automatizare și anume : mașinile de extracție cu bobină, cu tobă, cu roată de fricțiune, precum și mașinile multicablu. Se arată echipamentul mecanic special necesar mașinilor de extracție automatizate ca : frîne cu aer comprimat și frîne cu acțiune rapidă, dispozitive de siguranță, arătîndu-se și modul de lucru, precum și deservirea acestor dispozitive automate.

* * *

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

SOMMAIRE

Naidin, A. et Varna, A.: *Les résultats des recherches géologiques dans la région de Maramureş.*

Les auteurs présentent une analyse des réalisations du secteur géologique et minier dans la région de Maramureş pendant les trois premières années du plan sexennal d'où en résulte que la base des matières premières minérales s'est accrue sensiblement par rapport à l'année 1959. Dans la partie finale, on examine la façon d'orienter à l'avenir les travaux de recherche, en vue de mettre en évidence de nouveaux gisements.

Anton, P.: *Le tir des mines avec mélanges d'explosifs simples (I).*

Şandru, L., Rădulescu, L., Stătulescu, I. et Solomonovici I.: *Nouveaux aspects dans le domaine de la recherche concernant la pression des roches dans les mines de lignite.*

Relevant l'importance des mesurages de la pression dans les tailles, on présente les méthodes de recherche appliquées par ICEMIN (Institut de recherches minières) pour la détermination des pressions dans les tailles expérimentales aménagées dans une mine de lignite, les résultats y obtenus et le mode d'interprétation, en vue du perfectionnement de la monographie d'étayage dans les tailles.

Poboran, V., Gonteanu, Zoé et Matei, I.: *Les dimensions des gradins du terril intérieur à l'exploitation minière de Rovinari.*

L'ouvrage présente le mode d'établir les dimensions des gradins au terril intérieur à l'exploitation à ciel ouvert numéro 1 de Rovinari, en vertu des déterminations faites au laboratoire sur la présence de l'eau dans les pores des matériaux du terril et dans les roches situées au mur du gisement.

Diaconu, I.: *L'automatisation dans les installations pour la préparation mécanique des substances minérales utiles.*

On décrit les réalisations dans le domaine de l'automatisation de ces installations, à l'étranger et dans la R.P.R. En vertu des schémas d'utomatisation appliqués, on donne les indices obtenus, ainsi que le mode d'établir l'efficacité économique de l'automatisation.

Darabont, Al., Achim, St. et Pătru, Cr.: *Un nouveau type de perforateur rapide à distribution par piston.*

Les auteurs présentent toute une série de perforateurs de construction moderne, ainsi que les principes constructifs d'un noveau type de perforateur percutant projeté par eux.

Păsărin, C.: *L'utilisation rationelle des excavateurs SE-3 au transport par camions automobiles à benne basculante.*

Isac Maria et Cîrîc, D.: *Tismana, un nouveau gisement de lignite exploitable à ciel ouvert.*

CHRONIQUE

Sur l'histoire de l'industrie minière roumaine.

Damaschin, Gh.: *Le graphite de la région de Baia de Fier et les actions entreprises dans le dernier siècle pour la découverte, l'étude et la mise en valeur des gisements exploitables de graphite.*

DOCUMENTATION

CONTENTS

Naidin, A. and Varna, A.: *The results of the geological researches in the Maramureş region.*

The authors present an analysis of the realizations of the geological-mining department of the Maramureş region, during the first years of the six years plan, which resulted in a sensible increase of mineral raw materials, as compared with the reserves of 1959. Finally, in order to identify new ore deposits, the orientation of future mining researches is examined.

Anton, P.: *Blasting with simple explosive mixtures (I).*

Şandru, L., Rădulescu, L., Stătulescu, I. and Solomonovici I.: *New points of view concerning the researches in the domain of rock pressure in lignite mines.*

Pointing out the importance of rock pressure measurements in workings, the method used by the Institute for Mining Research (ICEMIN) for pressure measurements in the experimental workings of a lignite mine, are set forth, as well as the results obtained and their interpretation, in order to improve the timbering monographs of the workings.

Poboran, V., Gonteanu, Z. and Matei, I.: *About the determination of the face distances of the inner dump of the Rovinari mine.*

In the article, the sizing methods of the face distances of the inner dump of quarry nr. 1 — Rovinari are presented, on the basis of the laboratory determination of the conduct of water in the pores of the dump material and in the seam-rocks of the deposit.

Diaconu, I.: *The automation of the mechanical dressing plants for mineral substances.*

In this article, the problem of the automation of the mechanical dressing plants for mineral substances is discussed. Results, obtained in other countries, as well as in the R.P.R. are described, on the basis of the applied automation schemes, the automation indexes and the method of determination of the economical efficiency of the automation.

Darabont, Al., Achim, St. and Pătru, Cr.: *A new type of drilling machine with distribution through the piston.*

Series of modern drilling machine constructions are analysed and the constructive principles of the new type of the percussive drilling machine, designed by the authors, are set forth.

Păsărin, C.: *The rational employment of the SE-3 excavator, in the case of transport by dump trucks.*

Isac Maria and Cîrîc, D.: *Tismana, a new deposit for lignite quarying.*

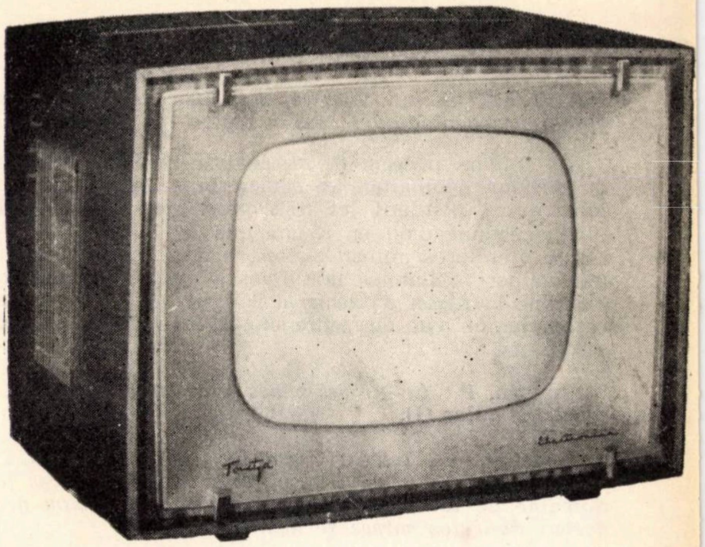
CHRONICLE

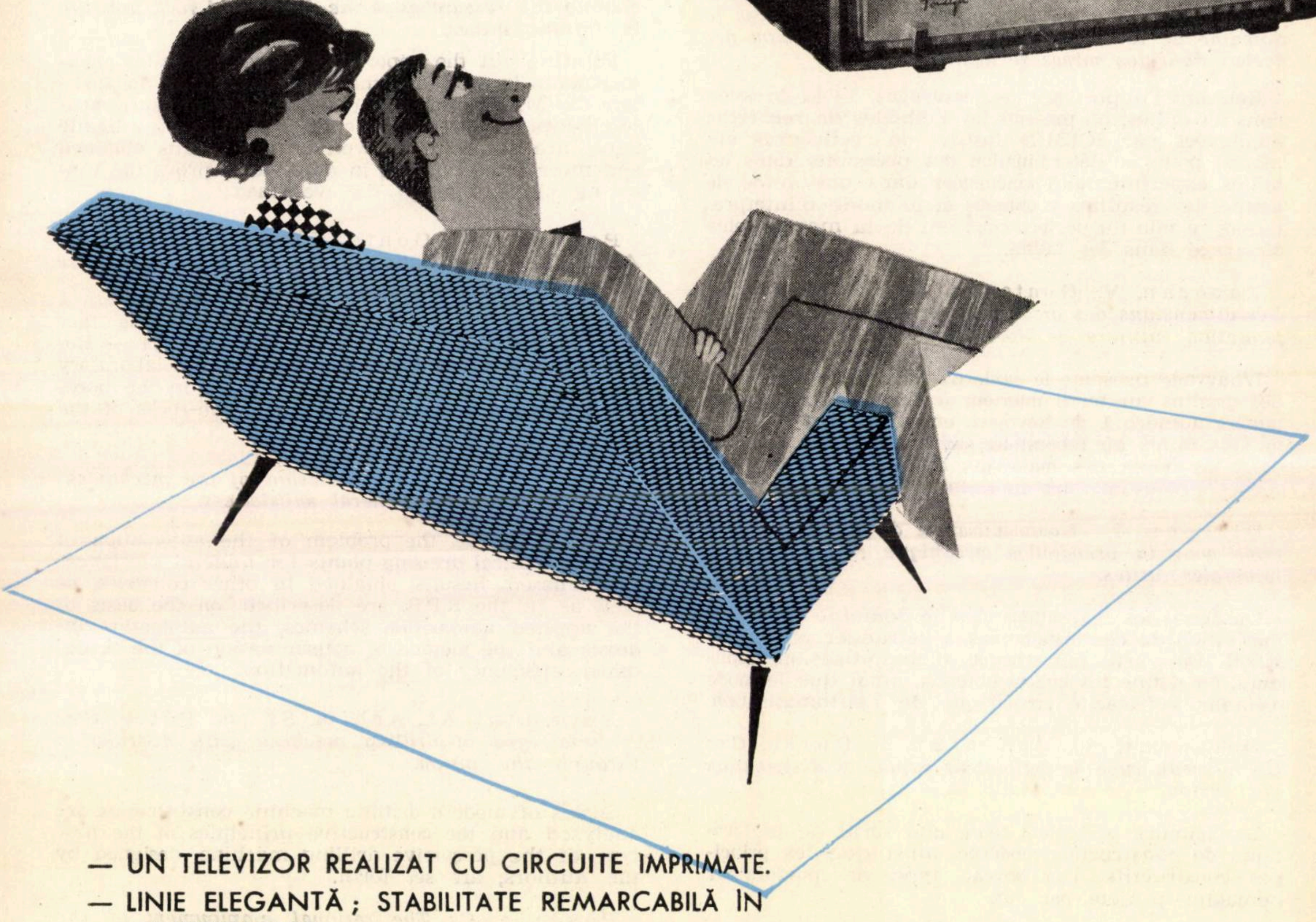
From the history of the Rumanian mining industry.

Damaschin, G.: *The graphite of the Baia de Fier region and the proceedings of the last hundred years, concerning the exploration, the mining methods and the utilization of the exploitable graphite deposits.*

DOCUMENTATION

TONITZA



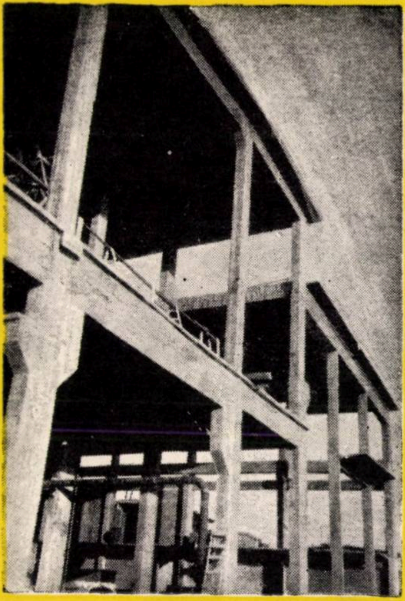


- — UN TELEVIZOR REALIZAT CU CIRCUITE IMPRIMATE.
- — LINIE ELEGANTĂ ; STABILITATE REMARCABILĂ ÎN FUNCȚIONARE.
- — IMAGINE DE ÎNALTĂ CALITATE.
- — COMUTATOR DE CANALE CU 12 POZIȚII.
- — DIAGONALA ECRANULUI DE 43 cm.
- — 16 TUBURI ELECTRONICE + 2 DIODE CU GERMANIU + 2 DIODE CU SELENIU.
- — TENSIUNILE DE ALIMENTARE : 120 V ȘI 220 V.

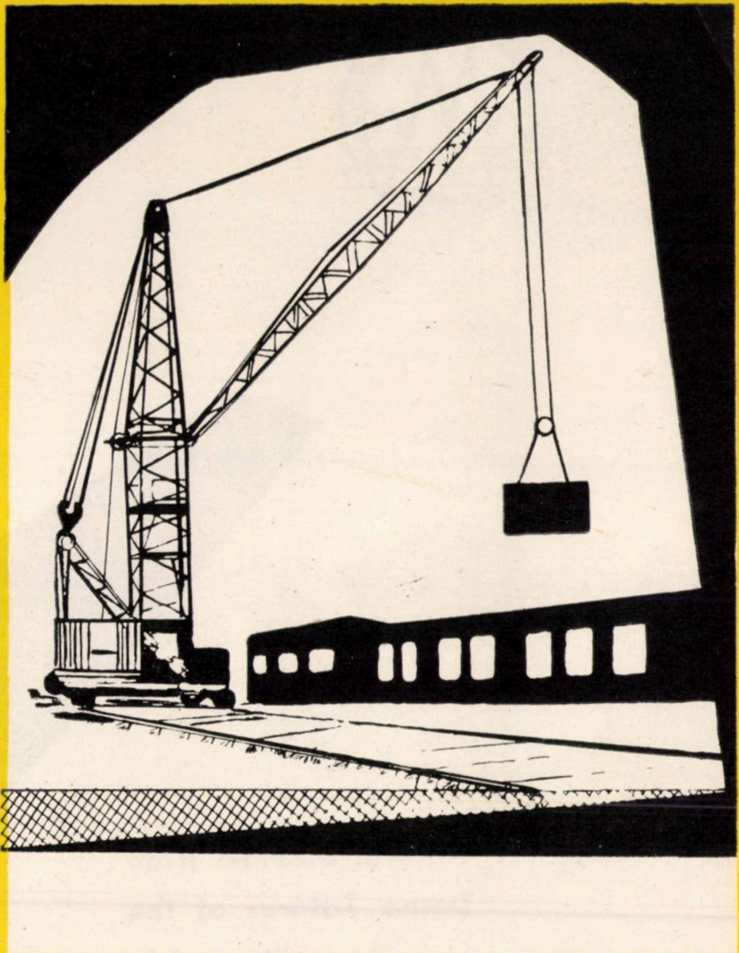
PRODUS DE UZINELE

Electronica

TCMM



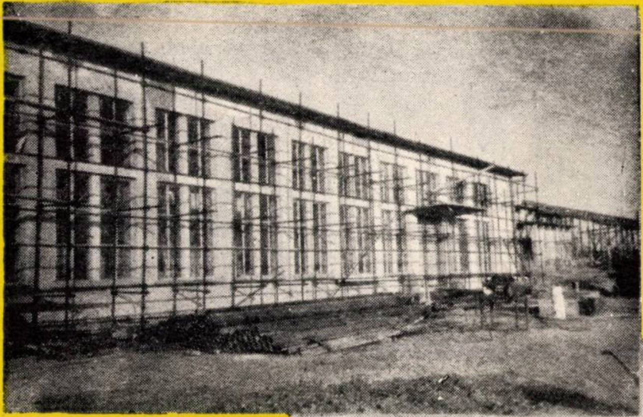
Hala morilor din Flotatia Baia Mare în timpul execuției



EXECUTĂ LUCRĂRI DE

- * CONSTRUCȚII
- * INSTALAȚII
- * MONTAJE SPECIALE

PENTRU LUCRĂRI DIN INDUSTRIA MINIERĂ



Atelier mecan
în incinta
Flotației Central
Baia Mare

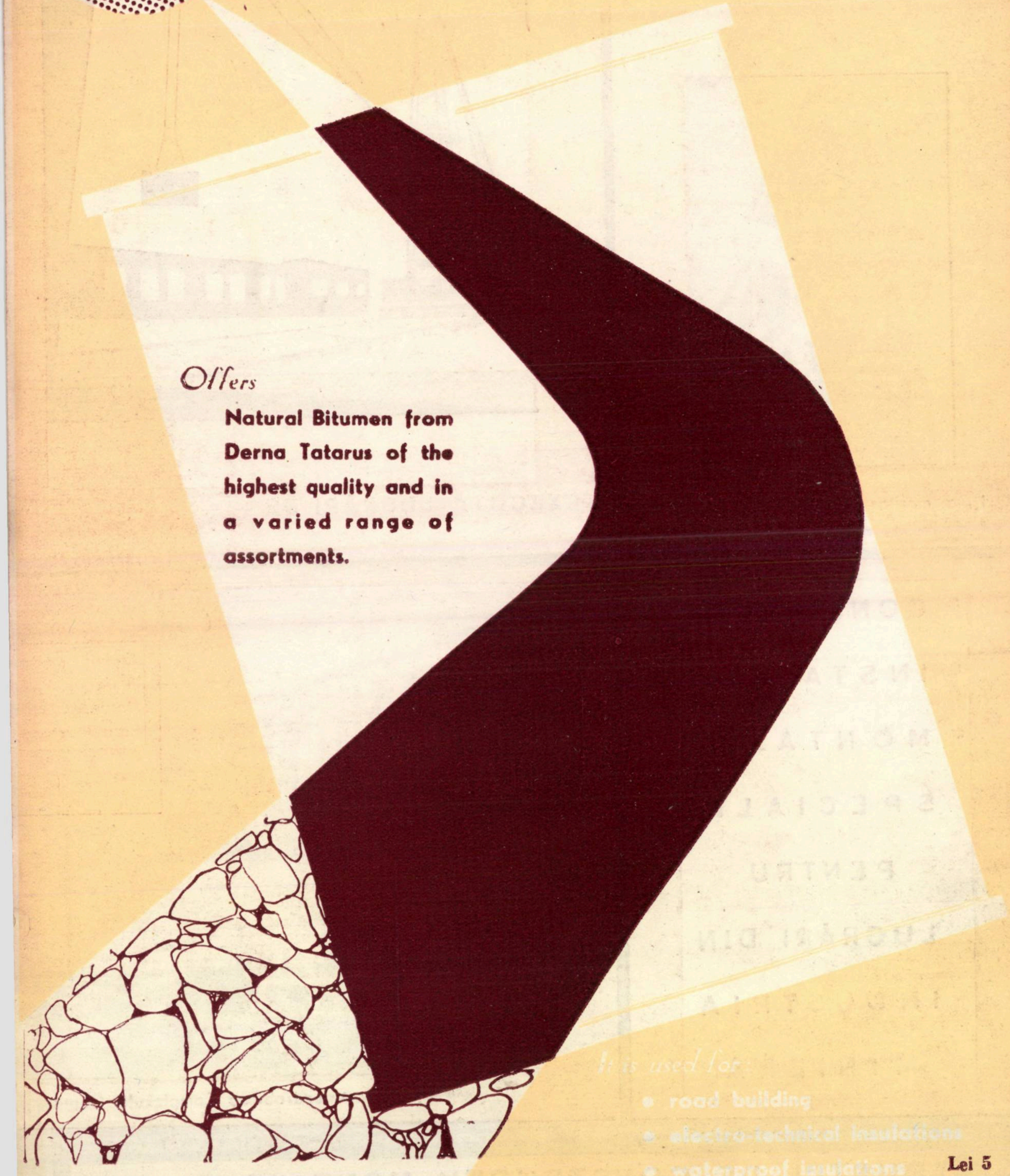
Antezdrobirea Complexului Căpus

TRUSTUL DE CONSTRUCȚII MONTAJE MINIERE

BUCUREȘTI

MINERALIMPORTEXPORT
RUMANIA
BUCHAREST

Mineralimportexport
RUMANIA — BUCHAREST
State enterprise for foreign trade
3, G. ASSAN STREET — TEL. 15.09.30 ● 14.09.25
Cables: MINERALIMPORTEX }
Telex: MINIMPEX 339 } Bucharest



Offers

Natural Bitumen from Derna Tatarus of the highest quality and in a varied range of assortments.

It is used for:

- road building
- electro-technical insulations
- waterproof insulations
- industry of lacquers, paints etc.

Lei 5

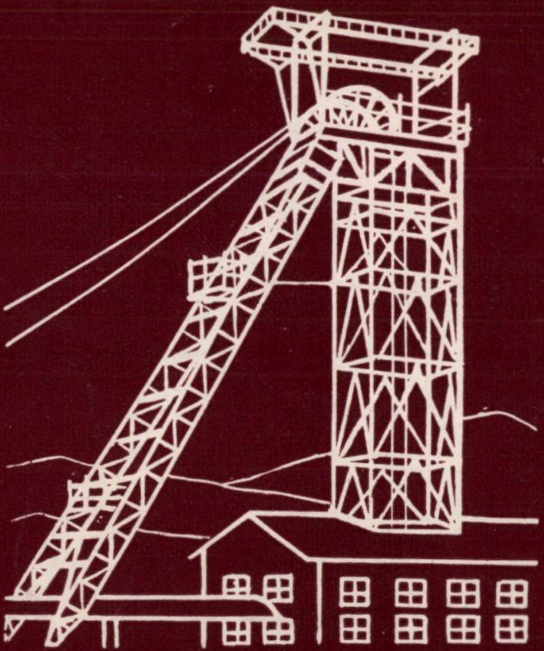
I. P. I. — c. 5456

43413

E 1433

VOLUMUL XV NUMĂRUL 3 PAGINA 105 — 160

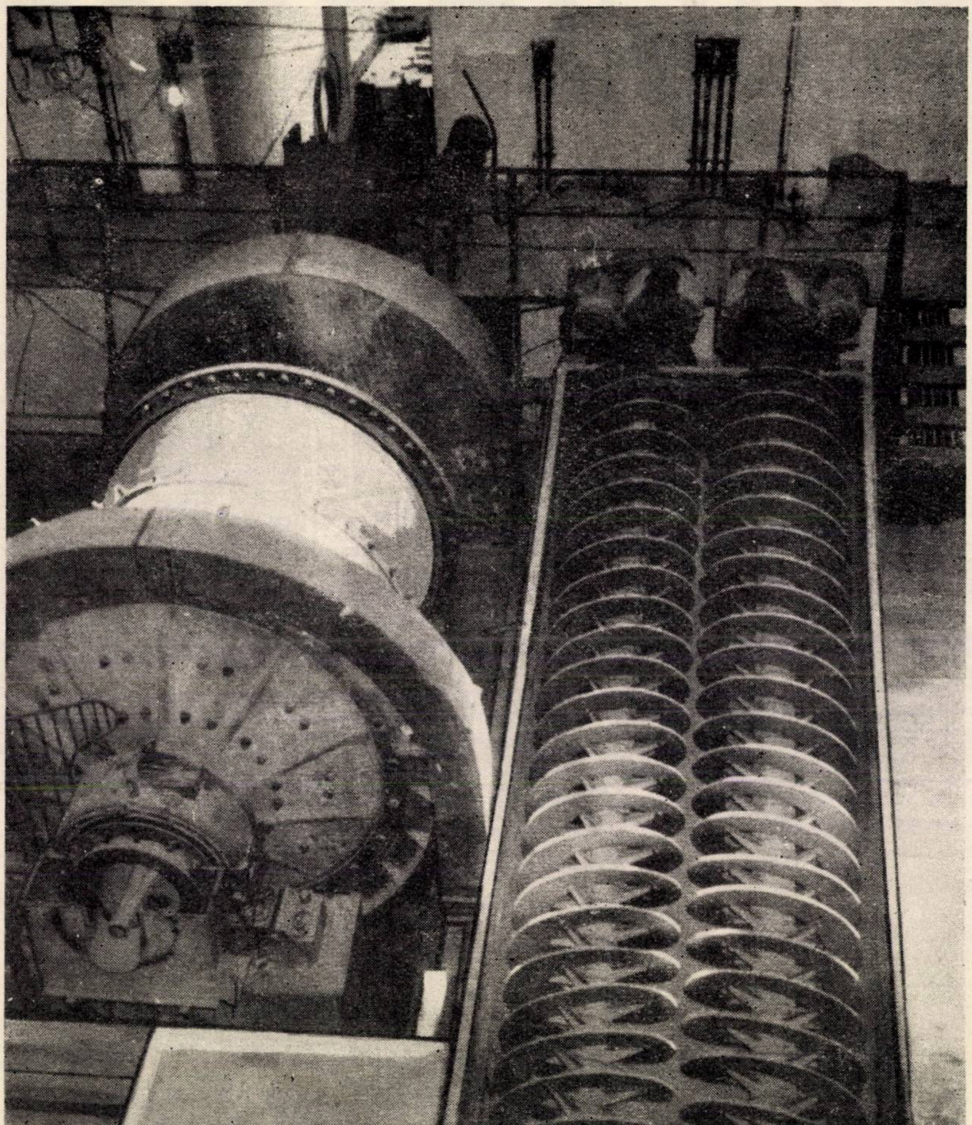
REVISTA MINELOR



3

BUCUREŞTI MARTIE 1964

TRUSTUL MINIER
BAIA MARE

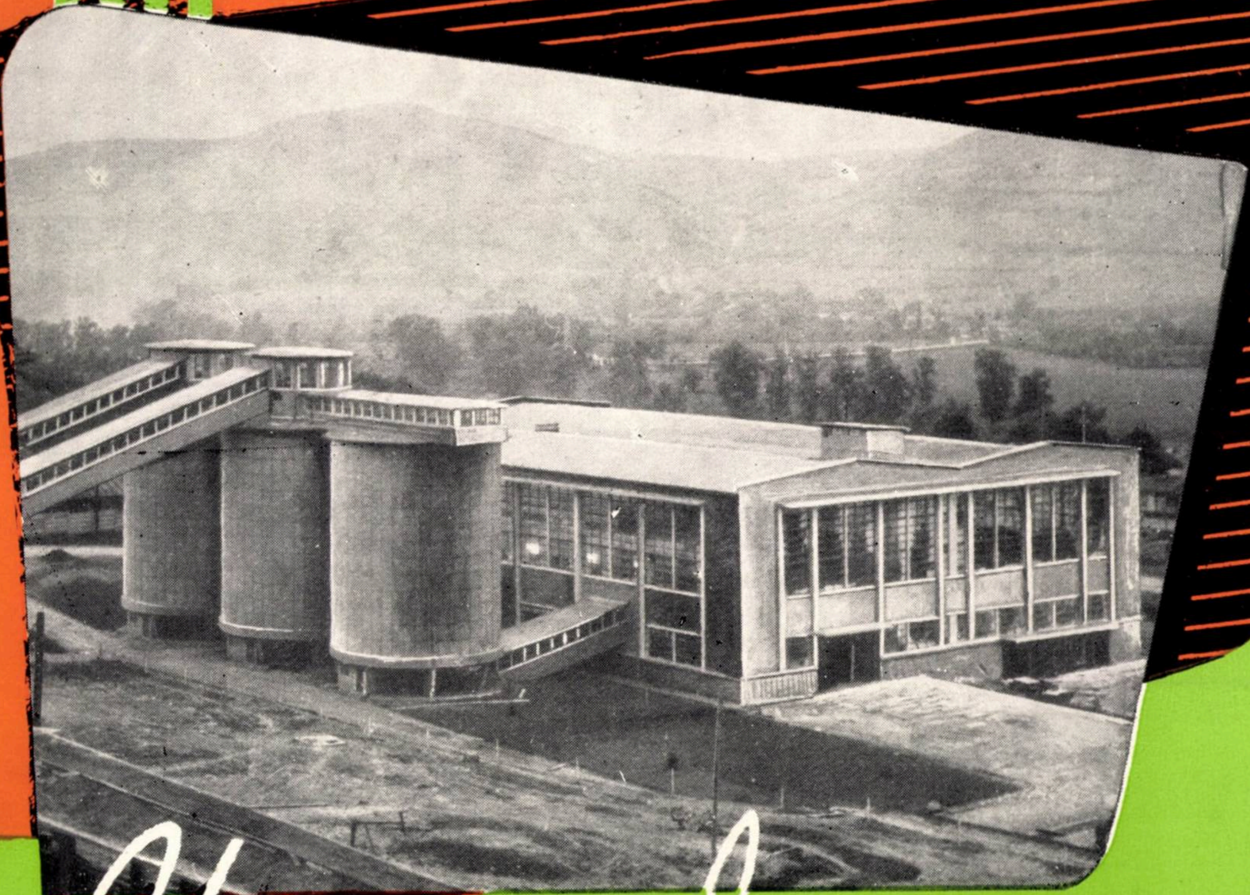


Flotația Centrală

MOARĂ CU BILE ȘI CLASOR SPIRAL

Ministerul Minelor și Energiei Electrice

TRUSTUL MINIER DEVA



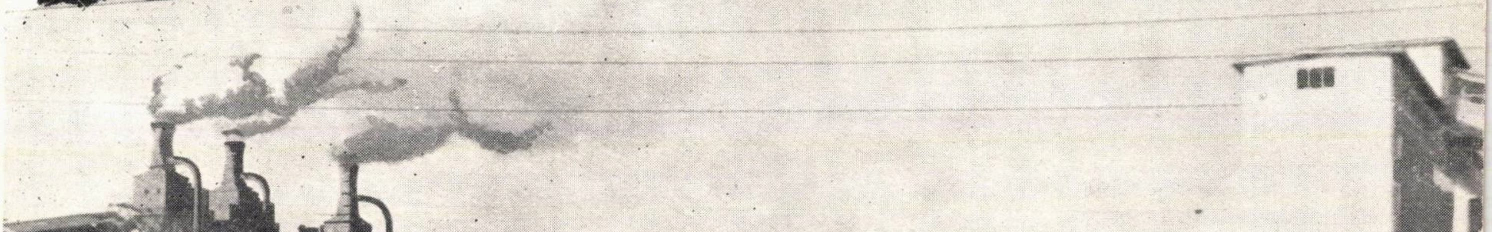
Uzina de
PREPARARE
DEVA

TMD

PIATA UNIRII Nº 9 DEVA

INTREPRINDEREA MINIERĂ CĂPENI

Lignit brut
1800 kcal/kg



Brichete
4400 kcal/kg

Revista MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ȘI ENERGIEI ELECTRICE ȘI AL CONSILIULUI NAȚIONAL AL INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR

CUPRINS

GÎRJOABĂ, V. **Studiul posibilităților de creștere a productivității muncii în industria minieră pe baza analizei factorilor de influență** . . . . 105—112

ANTON, P. **Împușcarea cu amestecuri explozive simple II** . . . . . 112—117

ILIESCU, LUCIA, ROSINGER, P. și POPA, E. **Posibilități de valorificare a unor minereuri oxidate constituite din carbonați, oxizi și silicați de cupru** . . . . . . .117—122

BOJIN, S. și POPA, T. **Criterii de apreciere economică privind aplicarea preparării minereurilor** . . . . 123—130

SUCIU, S. **Orientări spre noi construcții de găuri de sondă la forajul de adâncime din Valea Jiului** . . . . . 130—135

TRIFULESCU, M., APOSTOL, A. și MICU, C. **Mineralizația de fier din Munții Căpățînei** . . . . . 136—143

NOTE

NIȚESCU, T. **Exploatarea pilierilor de protecție a orizontului de bază de la metodele de mare productivitate la mina Ghelar** . . . . 144—145

DELEANU, D. Unele observații geologice asupra prezenței rocilor magnezitice și a azbestului crizotil din cuprinsul rocilor utrabazice. **DIN ACTIVITATEA ȘTIINȚIFICĂ** . .146—150

RECENZII

DOCUMENTARE

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. LUBENESCU D., Laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct; ing. ANTON P.; ing. BĂLTĂREȚU R.; conf. ing. BUZATU C.; candidat în științe prof. ing. COVACI ȘT.; economist ENACHE M.; ing. FOLEA I.; prof. dr. ing. HUBER PANU membru corespondent al Academiei R.P.R., prof. dr. IANOVICI V. membru corespondent al Academiei R.P.R., Laureat al Premiului de Stat; ing. KISS A.; ing. ROMAN P.; ing. ȘERBAN A.; prof. ing. VANCI GH., candidat în științe ing. VLAD P.

REVISTA MINELOR

ANUL XV Nr. 3 MARTIE 1964

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

СОДЕРЖАНИЕ

Гыржоаба, В. *Изучение возможностей увеличения производительности труда в горной промышленности на основе анализа факторов влияния.*

Антон, П. *Применение взрывчатых веществ простейшего состава.* II

Илиеску Лучия, Розингэр, П. и Попа Э. *Возможности обогащения некоторых окисленных руд, представленных карбонатами, окислами и силикатами меди.*

Излагаются проведенные Институтом ИЧЕМИН исследования в целях разработки технологического процесса обогащения окисленных медных руд месторождения Рэнуша.

Божин, С. и Попа, Т. *Критерии экономической оценки обогащения руд.*

Сучу, С. *Новые направления в конструкции разведочных скважин бассейна Валя Жиулуй.*

На основе опыта разведочного бурения в угольном басейне Валя Жиулуй, автор предлагает отказаться от бурения скважин диаметром 127 мм и перейти на меньшие диаметры (97 мм), что приведет к росту коммерческой скорости на 15 % и к сокращению себестоимости на 12—25 %.

Трифулеску, М., Апостол, А. и Мику, С. *Железное оруденение в горах Кэпэцыней.*

Рассматривается железное оруденение связанное с интрузией порфировидных гранитов в Южных Карпатах.

ЗАМЕТКИ

Делячу Д. *Геологические заметки о магнетите и хризотиловом асбесте в ультраосновных породах*

РЕЦЕНЗИИ

ДОКУМЕНТАЦИЯ

INHALT

Gîrjoabă, V.: *Studie bezüglich der Möglichkeiten der Leistungssteigerung im Bergbau, auf Grund einer Analyse der die Leistung beeinflussenden Faktoren.*

Anton, P.: *Die Schiessarbeit mit einfachen, explosiven Gemischen.* II

Iliescu Lucia, Rosinger, P. und Popa, E. *Verwertungsmöglichkeiten einiger, aus Karbonaten, Oxyden und Silikaten bestehenden, oxydierter Kupfererze.*

Es werden die seitens des Forschungsinstitutes ICEMIN, zwecks Verwertung der oxydierten Kupfereze von Rănuşa unternommenen Versuche dargeleght. Nachdem keine Möglichkeit besteht, allein durch Flotation entsprechende Ergebnisse bei der Aufbereitung dieser Erze zu erzielen wurde eine kombinierte Aufbereitungsmethode und zwar die Methode Mastovici, erprobt.

Bojin, S. und Popa, T.: *Gesichtspunkte bezüglich der wirtschaftlichen Aufbereitbarkeit der Erze.*

Suciu, S. *Gesichtspunkte bezüglich der Durchführung neuer Tiefbohrungen im Jiu-Thale.*

Der Verfasser erörtert einige Gesichtspunkte in Verbindung mit den seinerseits bei den Schürfbohrungen im Jiu-Thale gewonnenen Erfahrungen und beschreibt die gegenwärtig auf 400, 700 und über 700 m Teufe durchgeführten Bohrungen. Auf Grund der bei einigen Tiefbohrungen erzielten Ergebnisse wird vorgeschlagen-vom gegenwärtig üblichen Bohrlochdurchmesser von 127 mm auf kleinere Durchmesser überzugehn (Ø 97 mm), wodurch die kommerzielle Bohrgeschwindigkeit um 15% erhöht, die Gestehungskosten jedoch um 12—15% gesenkt werden könnten.

Trifulescu, M., Apostol, A. und Micu, C.: *Das Eisenerzvorkommen im Căpăţînă-Gebirge.*

Im Artikel wird auf mehrer, an granitoporphyrische Intrusionen gebundene Eisenerzvorkommen in den Südkarpathen hingewiesen.

NOTIZEN

Deleanu, D.: ***Einige geologische Bemerkungen bezüglich der magnesithaltigen Gesteine und des Chrysotil-Vorkommens in den ultrabasischen Gesteinsformationen.***

REZENSIONEN

DOKUMENTIERUNG

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT

Studiul posibilităţilor de creştere a productivităţii muncii în industria minieră pe baza analizei factorilor de influenţă *

Ing. V. Gîrjoabă

În industria minieră din ţara noastră, ca urmare a condiţiilor naturale de zăcămînt existente, aproximativ două treimi din activitate se desfăşoară în subteran.

Este cunoscut că în afara condiţiilor grele şi variate de lucru, determinate de duritatea rocilor, de dimensiunile şi variaţiile în direcţia şi înclinarea zăcămintelor şi a lucrărilor miniere, de sistemele diferite de susţinere a golurilor în funcţie de presiunea rocilor şi de regimul diferit de praf, gaze şi umiditate, activitatea din subteran prezintă atît particularitatea deplasării continue a fronturilor în lucru, cît şi a schimbării periodice a unei părţi însemnate din scheletul lucrărilor miniere, pe care se execută transportul producţiei, personalului, deverselor materiale şi aerajul minei.

Datorită factorilor arătaţi mai sus, utilajele şi instalaţiile destinate mecanizării procesului de producţie din subteran trebuie să îndeplinească o serie de cond.ţii suplimentare: mobilitate, etanşeitate, robusteţe, gabarite reduse etc.

Este evident că rezolvarea corespunzătoare a acestor cerinţe, care în parte sînt contradictorii, pune numeroase probleme în faţa constructorilor de maşini şi a specialiştilor din industria minieră.

În multe cazuri, trecerea la mecanizare sau trecerea de la o mecanizare simplă la o mecanizare complexă, impune modificarea tehnologiilor de extracţie şi de preparare a substanţei minerale utile respective.

Cu toate aceste dificultăţi în ultimii ani s-au realizat progrese apreciabile pe linia mecanizării unor lucrări grele şi cu volum mare de muncă din subteran şi de la suprafaţa minelor şi chiar a unor automatizări parţiale, în special la noile unităţi de preparare.

Comparativ însă cu volumul total de muncă în industria minieră, gradul de mecanizare este încă redus şi de aceea manopera în această industrie reprezintă aproape 45% din costurile totale ale producţiei. Rezultă că prin creşterea continuă a productivităţii muncii se pot obţine succese însemnate în lupta pentru reducerea preţului de cost.

Pînă în prezent în industria minieră nu este încă pusă la punct o metodologie practică care să permită efectuarea unor analize generale pe baza cărora să se scoată în evidenţă rolul principalilor factori care determină nivelul productivităţii muncii.

În articolul de faţă vom încerca să studiem această problemă cu aplicare ipotetică la condiţiile exploatărilor miniere din bazinul carbonifer din Valea Jiului

I. Principalii factori specifici industriei miniere care concură la creşterea productivităţii muncii

Principalii factori care determină nivelul productivităţii muncii în industria minieră pot fi clasificaţi în următoarele grupe:

1 — factori de mecanizare;
2 — factori tehnologici;
3 — factori structurali;
4 — factori naturali;
5 — factori organizatorici.

Unii din aceşti factori intervin direct asupra productivităţii fizice a muncii, iar alţii îşi manifestă influenţa asupra productivităţii valorice a muncii, lucru de care trebuie să ţinem seamă în efectuarea analizei.

Pentru analiză pot fi folosite, în majoritatea cazurilor, datele obişnuite de evidenţă primară sau datele statistice, care există în cadrul întreprinderilor miniere. În cazuri mai rare sînt necesare date suplimentare din diferite studii tehnico-economice, din documentaţia de elaborare a normelor tehnice sau din fotografieri ale zilei de lucru şi cronometrări efectuate special în acest scop.

În unele cazuri, cînd se întîmpină dificultăţi în determinarea influenţelor pe fiecare din grupele de factori enumerate, analiza se face şi pe ansamblul a două grupe sau a unor categorii de factori care fac parte din mai multe grupe.

Faţă de diversitatea mare a cazurilor cînd pot interveni *factorii de mecanizare,* se consideră suficient ca analizele să se refere numai la mecanizarea operaţiilor grele şi cu volum mare de muncă din subteran şi de la suprafaţa minelor, la care s-au produs schimbări mai esenţiale în perioada analizată.

La grupa *factorilor tehnologici* de asemenea se consideră suficient ca să se aibă în vedere numai principalele modificări care intervin pe linie tehnologică şi rezultatele finale obţinute în ceea ce priveşte creşterea producţiei, mărirea randamentelor de extracţie etc.

Prin modernizarea susţinerii la lucrările de deschidere şi pregătire efectul cel mai important asupra productivității muncii se obține prin reducerea manoperei necesare pentru întreținerea lucrărilor miniere.

---

* **Se supune discuţiei**

Eficiența introducerii susținerii metalice în abataje, a îmbunătățirii metodelor de exploatare aplicate, a aplicării unor metode noi și a altor factori tehnologici, se stabilește în mod direct pentru volumul lucrărilor la care se aplică.

La analizele efectuate în cadrul întreprinderii miniere, din grupa *factorilor structurali*, o importanță mai mare o prezintă :

a) modificarea într-o proporție diferită a volumului total de producție, comparativ cu perioada de bază, a volumului lucrărilor de pregătiri, a volumului de rambleu și a volumului de producție care rezultă din lucrările de pregătire, întreținere și investiții ;

b) modificarea în proporții diferite, față de perioada de bază, a volumului total de producție pe anumite subunități ale întreprinderii, sau pe anumite metode de exploatare (respectiv feluri de abataje), care pot avea nivele diferite ale productivității muncii.

La nivel de direcție generală sau minister, analiza are în vedere și determinarea influențelor datorite modificării structurii producției pe întreprinderi sau pe ramuri industriale.

Este de remarcat că la îmbunătățirea metodelor de exploatare, în cadrul factorilor tehnologici se au în vedere factorii care determină ca în cadrul aceleiași metode de exploatare să se modifice productivitatea muncii de la o perioadă la alta, ca de exemplu : modificarea cîmpului la care se face susținerea sau explodarea frontului, modificarea înălțimii abatajului etc.

Spre deosebire de aceasta, structura producției pe metode de exploatare (sau feluri de abataje) are în vedere ipoteza menținerii la același nivel a productivității muncii de la o perioadă la alta.

În cadrul grupei de *factori naturali* poate fi luată în considerare influența modificării grosimii, înclinării și durității zăcămintelor și a rocilor înconjurătoare, modificarea conținutului de metal la minereuri sau de cenușă la cărbune, modificarea adîncimii de exploatare, a regimului de gaze etc.

Cum însă o parte din factorii naturali importanți, ca de exemplu grosimea, înclinarea și duritatea zăcămintelor și a rocilor înconjurătoare, determină de fapt metoda de exploatare, influența lor este luată de regulă în considerare o dată cu factorii structurali.

Pe de altă parte, influența modificării adîncimii de exploatare, a durității rocilor și a schimbării regimului de gaze, se resimte numai în mică măsură, în perioade mai scurte de timp, ca de exemplu de la un an la altul.

Din aceste motive considerăm că în cadrul acestor factori, pentru perioade scurte de timp, este suficient ca, în cazul determinării influențelor asupra productivității muncii valorice, să avem în vedere numai modificările la conținutul de metal sau de cenușă ; în cazul productivității muncii fizice (tonaj extras) factorii de conținut n-au în general influență.

Grupa *factorilor organizatorici* cuprinde atît factorii care se referă la organizarea producției, cît și pe cei care se referă la organizarea muncii. Acești factori au un rol deosebit de important în actuala etapă de dezvoltare a capacităților de producție din industria minieră, caracterizată prin dezvoltarea capacităților de producție din unitățile existente, pînă la nivelele finale și prin punerea în exploatare a unor unități noi de mare capacitate.

În aceste împrejurări, din punctul de vedere al acțiunii factorilor de organizare a producției, în multe cazuri este necesar ca să se plaseze anumite utilaje, instalații și locuri de muncă, cu tot efectivul necesar unei funcționări normale, deși o parte din acestea nu sînt folosite în întreaga lor capacitate.

În acest sens este de menționat că în industria minieră numai 30—35% din efectivul total de muncitori lucrează în fronturile de extracție a substanțelor minerale utile și la pregătirea acestora, deci restul efectivelor de 65—70% depind în măsură mult mai mică de modificarea volumului de producție, fiind în general determinate de numărul locurilor de muncă, instalațiilor și utilajelor pe care le servesc.

Datorită acestei situații, prin dezvoltarea capacităților de producție în unitățile existente, se ajunge la o utilizare mai eficientă a efectivelor fixe.

În cazul unei mine la care 40% din efectivul total de muncitori lucrează în fronturile productive, iar efectivul subteran reprezintă 78% din total și se admite că toată creșterea de producție de la un an la altul se obține menținînd constantă productivitatea muncitorilor din fronturile de lucru, că restul muncitorilor din subteran cresc numeric cu 30% din creșterea producției și că cei de la suprafață se mențin la același număr, atunci productivitatea muncii la mina respectivă crește cu 30—50% corespunzător variației creșterii de producție de 40—10%. Se observă că creșterea productivității muncii rămîne în urmă față de creșterea producției datorită faptului că, menținîndu-se productivitatea muncitorilor din fronturile productive, crește ponderea lor. .

Astfel, dacă producția crește cu 10%, productivitatea muncii va crește cu circa 4,5%, iar dacă producția va crește cu 40%, productivitatea muncii va crește cu circa 12%.

Avînd în vedere necesitatea simplificării analizei și faptul că dezvoltarea mecanizării muncilor auxiliare nu se urmărește în mod special, se propune ca în analizele de ansamblu eficiența mecanizării muncilor auxiliare să se ia în considerare în cadrul factorilor de organizare a producției și a muncii.

Ținînd seama de specificul muncilor auxiliare, efectivul necesar se stabilește de regulă plecînd de la efectivul existent în perioada de bază, pe anumite grupe de utilaje, instalații, locuri de muncă sau structuri de salariați și determinînd apoi efectivele din perioada de analiză pentru aceleași grupe, luînd în considerare necesitatea modificării numărului instalațiilor, utilajelor și locurilor de muncă, mecanizările suplimentare care se introduc pentru ușurarea muncii și posibilitățile de a îmbunătăți organizarea muncii.

În cadrul factorilor de organizare a producției mai poate fi luată în considerare și influența îmbunătățirii condițiilor de aeraj, iluminat, aprovizionare cu materiale și vagonete, înlăturarea unor întreruperi în alimentarea cu energie etc.

În cadrul grupei factorilor de organizare a muncii, o importanță mai mare o prezintă :

a) organizarea și stimularea întrecerilor socialiste ;

b) îmbunătățirea activității de normare tehnică a muncii în acord și a normării muncii în regie ;

c) cointeresarea materială a oamenilor muncii prin perfecționarea sistemului de salarizare ;

d) stabilirea și calificarea cadrelor ;

e) întărirea disciplinei și utilizarea mai bună a zilei de lucru și a fondului calendaristic de timp de lucru ;

f) raționalizarea organizării muncii în general, inclusiv a aparatului tehnico-administrativ.

Din examinarea factorilor organizatorici enumerați mai sus și în mod special a celor cu caracter de organizare a muncii, rezultă că este destul de dificil să se stabilească influența unora dintre ei pe bază de calcul.

De aceea din punc de vedere metodologic, este indicat ca în primul rînd să se determine prin calcul influența celorlalte grupe de factori, iar din grupa factorilor organizatorici se determină, cu anumite limite de aproximație, numai influența unor factori parțiali.

Eventualele diferențe, care nu se pot determina și localiza pe bază de calcule, se consideră că s-au realizat sau urmează să se realizeze pe seama unor factori organizatorici al căror aport, separat pe fiecare factor principal al grupei respective, nu poate fi stabilit (calificare, întărirea disciplinei, cointeresarea materială, organizarea și stimularea întrecerilor socialiste etc.).

În final este însă necesar să se facă o apreciere a posibilităților de creștere a productivității muncii pe seama factorilor neidentificați, ținînd seamă de situația existentă în cadrul unității analizate.

La unitățile cu efectivul permanentizat, pe baza factorilor neidentificați, se poate considera ca posibilă o creștere a productivității muncii cu un ritm mediu anual de 1—2%.

În metodologia care se propune, determinarea eficienței fiecărui factor în parte sau fiecărei grupe de factori asupra nivelului productivității muncii, se va face prin stabilirea economiei relative a numărului mediu scriptic de salariați.

Această economie relativă va rezulta ca o diferență între numărul de salariați necesari la volumul producției din perioada analizată, în condițiile productivității muncii realizate în perioada de bază, față de numărul de salariați realizat sau stabilit ca necesar pentru perioada analizată.

Deoarece asupra nivelului productivității muncii acționează concomitent mai mulți factori, care pot avea intensități și sensuri diferite, influența fiecăruia dintre ei se va stabili prin metoda eliminării, adică la stabilirea influenței unui factor sau a unei grupe de factori se face abstracție de influența restului factorilor.

II. Fundamentarea creșterii productivității muncii prin determinarea economiilor relative de salariați pe grupe de factori

Metodologia schițată în cap. I va fi ilustrată în cele ce urmează printr-un exemplu ipotetic, potrivit condițiilor din Valea Jiului.

Influența principalelor grupe de factori pe seama cărora va trebui realizată în anul de plan (anul *B*) creșterea productivității muncii cu circa 25% față de anul de bază (anul *A*), va fi determinată utilizînd datele statistice și de evidență primară, cu o aproximație inerentă unor astfel de calcule.

Tabela 1

Nr. crt.	Structura de efective	Efectivul mediu scriptic			Economia ralativă în anul *B* col. 4 − 3	%	
		realizat în anul *A*	relativ în anul *B*	plan pe anul *B*		col. 5 / col. 4	col. 5 / total economii
0	1	2	3	4	5	6	7
1	Muncitori din care :	16 215	21 096	16 864	−4 232	25,0	92,2
	a) în abataj	4 335	5 640	4 940	−700	14,1	15,3
	b) la pregătiri în cărbune	980	1 275	970	−305	31,4	6,7
	c) la pregătiri în steril	722	940	782	−158	20,2	3,4
	d) la rambleu	270	351	319	− 32	10,0	0,7
	e) la întreținere	1 805	2 348	1 505	−843	56,0	18,3
	f) alții în subteran	4 173	5 429	4 404	−1 025	23,3	22,3
	Total subterani	12 285	15 983	12 920	−3 063	23,7	66,7
	g) rambleu suprafață	108	140	110	− 30	27,2	0,7
	h) depozite	910	185	933	−252	27,0	5,5
	i) alții la suprafață	2 912	3 788	2 901	−887	30,6	19,3
	Total suprafață	3 930	5 113	3 944	−1 169	29,7	25,5
2	Personal tehnico-administrativ	1 392	1 810	1 451	−359	24,7	7,8
3	Total salariați	17 607	22 906	18 315	−4 591	25,0	100.0

Numărul mediu scriptic relativ de salariați, necesar în anul *B*, corespunzător nivelului productivității muncii realizat în anul de bază *A* poate fi determinat pe două căi :

a) împărțind volumul de producție planificat în anul *B* la productivitatea muncii realizată în anul *A* ;

b) înmulțind efectivul realizat în anul *A* cu indicele de modificare a volumului de producție din anul *B*, față de anul *A*.

Utilizînd cea de-a doua cale obținem economiile relative din tabela 1 pe anumite structuri de efective, care s-au determinat față de efectivele planificate în anul *B* pe fiecare structură.

Tabela 2

Nr. crt.	Factorii pentru care se face calculul	UM	Volum anual (UM din coloana 2)			Productivitatea		Mii posturi necesare		Economii relative față de anul, A
			$\frac{\text{anul } A}{\text{anul } B}$	vol. anul $A \times I_v$ *	pentru calculul economiilor	inițială	modificată	coloana $^5/_6$	coloana $^5/_7$	mii post efectiv mediu
0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	*A. Factori de mecanizare* Tăierea și încărcarea cu plugul	mii t	$\frac{-}{201}$		120	3,2 t/p	8,0 t/p	37,5	15,0	$\frac{-22{,}5}{-84}$
2	Tăiere cu haveza	mii t	$\frac{90}{60}$	117	−57	2,6 t/p	3,25 t/p	21,9	17,5	$\frac{4{,}4}{16}$
3	Încărcarea în abataje-cameră	mii t	$\frac{-}{250}$		250	3,47 t/p	3,70 t/p	72,2	67,7	$\frac{-4{,}5}{-17}$
4	Transportul în abataje-cameră	mii t	$\frac{201}{256}$	262	−6	3,47 t/p	4,13 t/p	1,7	1,5	$\frac{0{,}2}{1}$
5	Perforajul pneumatic rotativ în abataje	mii m	$\frac{1\,921}{2\,550}$		2 550	43 m/p	191 m/p	59	13	$\frac{-46}{-172}$
6	Perforajul pneumatic rotativ la pregătiri în cărbune	mii m	$\frac{204}{234}$		234	43 m/p	191 m/p	5,4	1,2	$\frac{-4{,}2}{-16}$
7	Mărirea presiunii aerului comprimat în abataje	mii t	$\frac{3\,924}{5\,210}$		5 210	3,16 t/p	3,26 t/p	1 645	1 594	$\frac{-51}{-191}$
8	Mărirea presiunii aerului comprimat la pregătiri	mii m³	$\frac{378}{426}$		426	0,98 m³/p	1,01 m³/p	434	422	$\frac{-12}{-45}$
9	Încărcarea la pregătiri (galerii)	mii m³	$\frac{25}{52}$	33	19	0,98 m³/p	0,13 m³/p	19,4	16,8	$\frac{-2{,}6}{-16}$
	Total *A*									$\frac{-138{,}2}{-518}$
1	*B. Factori tehnologici* Susținere metalică în abataje frontale	mii t	$\frac{394}{1\,450}$	522	928	3,16 t/p	3,47 t/p	294	268	$\frac{-26}{-97}$
2	Modificarea lungimii lucrărilor de întreținere cu susținere în lemn	km	$\frac{153}{111}$	199	−88	0,56 m/p	0,47 m/p	157		$\frac{-157}{-588}$
3	Îngreuiarea condițiilor de întreținere a lucrărilor rămase cu susținere în lemn	km	$\frac{153}{111}$		111	0,56 m/p	0,47 m/p	198	236	$\frac{38}{142}$
	Total *B*									$\frac{-145}{-543}$
1	*C. Factori structurali* Volumul de pregătiri	mii m³	$\frac{379}{426}$	493	−67	0,98 m³/p	0,98 m³/p	68		$\frac{-68}{-255}$
2	Volumul de rambleu	mii m³	$\frac{338}{327}$	440	−113	3,34 m³/p	3,34 m³/p	34		$\frac{-34}{-127}$
3	Volumul producției din pregătiri și alte lucrări	mii t	$\frac{266}{240}$	346	−106	3,16 t/p	3,16 t/p	34		$\frac{34}{12}$
	Total *C*									$\frac{-68}{-255}$

* *I*. — Indicele de modificare a producției din anul B față de anul A

Prin analiză, urmează să se verifice dacă factorii considerați asigură creșterea productivității muncii de 25% și dacă defalcarea planului reflectă influența acestor factori.

Datele procentuale din coloana 6 a tabelei 1 scot în evidență categoriile de salariați în cadrul cărora rezultă că ar trebui să se obțină cele mai mari economii relative (întreținere, suprafață, alții în subteran etc.).

Datele procentuale din coloana 7 țin seamă și de ponderea economiei relative din cadrul fiecărei categorii de salariați și indică contribuția avută la creșterea totală a productivității de 25%, considerată ca 100%.

Se observă că 66,7% din creștere se va realiza prin aportul muncitorilor subterani, din care muncitorii din abataje contribuie cu 15,3%, cei de la întreținere — cu 18,3% și diverși muncitori auxiliari din subteran — cu 22,3%.

1. Influența factorilor de mecanizare, tehnologici și de structură

Luînd ca bază indicatorii din documentație și datele din evidența primară a unității miniere considerate, economiile relative de salariați, care se vor putea realiza pe seama factorilor de mecanizare, factorilor tehnologici și în parte și a celor structurali, sînt arătate în tabela 2.

Pentru stabilirea economiei relative în număr mediu scriptic de muncitori (din coloana 10) s-a împărțit numărul total de posturi la numărul mediu de posturi prestat pe an de către un muncitor și anume 267,2 posturi.

În afară de influențele de structură cuprinse la punctul *C* din tabela 2, în cele ce urmează se va determina și influența structurii producției pe abataje și pe exploatări.

Influența modificării structurii producției extrase din abataje, pe feluri de abataje, cuprinde și influența unor factori naturali și se determină pe baza datelor din tabela 3.

Luînd indicele de modificare al volumului de producție în abataje (I_v) de 1,328 (5 210 : 3 924) rezultă că în anul *B*, dacă nu s-ar fi schimbat structura producției pe feluri de abataje, la nivelul productivității muncii din anul *A* ar fi fost necesar să se presteze 1 647,7 mii posturi în abataje (1 240×1,328).

Datorită însă schimbării structurii, necesarul este numai de 1 638 mii posturi, deci rezultă o influență favorabilă de :

1 647,7 — 1 638 = 8,7 mii posturi ;

8 700 posturi : 267,2 posturi/muncitor = 32 muncitori.

Modificarea structurii (ponderii) producției pe exploatări se determină pe baza datelor din tabela 4.

În acest caz, luînd indicele de modificare al volumului total de producție (I_v=1,301), rezultă că în anul *B*, în condițiile productivității muncii din anul *A*, ar fi fost necesar un efectiv de 21 096 muncitori.

Tabela 3

Nr. crt.	Felul abatajelor	Anul *A*			Anul *B*		
		producția, mii t	productivitate, t/post	mii posturi	producția, mii t	productivitate la nivelul anului *A*, t/post	mii posturi (coloana 4/5)
		1	2	3	4	5	6
1	Cameră	2 366	3,47	681	2 810	3,47	809
2	Frontale orizontale strate groase	407	3,97	103	860	3,97	217
3	Frontale înclinate strate groase	209	2,33	90	440	2,33	189
4	Frontale înclinate strate subțiri	519	2,25	230	569	2,25	252
5	Frontale înclinate în trepte răsturanate	310	3,04	103	372	3,04	122
6	Fronturi scurte	113	3,26	35	159	3,26	49
	Total	3 924	3,16	1 240	5 210	3,18	1 638

Tabela 4

Nr crt.	Exploatarea	Anul *A*			Anul *B*		
		producția, mii t	productivitate, t/muncitor	numărul mediu muncitori	producția, mii t	productivitate la nivelul anul *A*, t/muncitor	numărul mediu muncitori (coloana 4/5)
		1	2	3	4	5	6
1	A	586	262	2 239	750	262	2 862
2	B	738	271	2 725	850	271	3 136
3	C	734	291	2 516	850	291	2 921
4	D	622	239	2 595	920	239	3 849
5	E	1 153	233	4 903	1 530	233	6 566
6	F	357	289	1 237	550	289	1 903
	Total	4 190	258	16 215	5 450	256	21 237

Datorită însă modificării ponderii producției pe exploatări rezultă un necesar de 21 237 muncitori, deci o influență nefavorabilă de 141 muncitori (21 237—21 096).

Rezultă deci că pe seama factorilor de mecanizare se va realiza o economie relativă de 518 salariați, pe seama factorilor tehnologici — 543 salariați, iar pe seama factorilor structurali și naturali — 146 salariați.

Dacă în anul *B* ar fi intervenit noi feluri de abataje sau exploatări, pentru acestea s-ar fi luat în considerare productivitatea medie a unităților care au funcționat în anul *A*, adică 3,16 t/post la abataje și 258,4 t/muncitor și an la exploatări.

2. *Influența factorilor organizatorici*

Economiile relative de salariați, stabilite în coloana 5 din tabela 1, pe total și pe anumite structuri de efective, cuprind eficiența care trebuie să fie realizată, conform prevederilor de plan, pe seama tuturor grupelor de factori.

Prin calculele efectuate mai sus s-au stabilit, cu aproximațiile inerente unor astfel de calcule, economiile relative care rezultă pe seama factorilor de mecanizare, tehnologici, structurali și naturali.

Rezultă deci că diferența de economii relative ar urma să se realizeze pe seama factorilor organizatorici.

Deoarece economiile relative care se datoresc îmbunătățirii utilizării fondului anual de timp de lucru la muncitori pot fi stabilite prin calcul, se vor face mai întîi aceste determinări.

Astfel, pentru cele 5 450 mii tone cît reprezintă producția ipotetică a anului *B*, la productivitatea planificată pe întreprindere de 1,185 t/post rezultă un necesar de 4 597 mii posturi prestate.

La acest necesar de 4 597 mii posturi, corespunzător numărului mediu de posturi prestate în anul *A* de către un muncitor (267,2), ar fi fost necesar un efectiv de 17 204 muncitori, iar corespunzător numărului mediu de posturi prevăzut pentru anul *B*, de 272,6 rezultă ca necesar un efectiv de 16 864 muncitori, deci o economie relativă de 340 muncitori (17 204—16 864).

Pe structură de efective, economia relativă de 340 muncitori, determinată mai sus, se repartizează proporțional cu numărul de muncitori stabiliți prin plan pe anul *B*, astfel :

în abataj 100 ;
la pregătiri 36 ;
la rambleu 8 ;
la întreținere 30 ;
la alți muncitori 166.
Total 340

De asemenea se poate considera că la stabilirea numărului de personal tehnico-administrativ necesar pentru anul *B* s-a avut în primul rînd în vedere posibilitatea ca personalul care nu este în nici un fel legat de dezvoltarea producției să rămînă în general constant și că au fost necesare unele majorări aferente unor subunități productive noi (sectoare și revire), deci întreaga economie relativă de 359 salariați poate fi localizată, pentru simplificare, pe seama concentrării producției.

Se consideră de asemenea că efectivele necesare pentru anul *B*, care nu vor lucra în fronturile de lucru (abataje și pregătiri), au fost determinate pe baza analizei necesarului pe locurile de muncă, utilajele și instalațiile care vor fi în funcție în anul *B*, ținînd seama de situația existentă în anul precedent și de îmbunătățirile care se vor aduce pe linie de mecanizare și organizare.

Ținînd seamă de aceste aspecte se poate admite că eficiența în economii relative de salariați, a factorilor organizatorici care n-au fost încă determinați, să se stabilească prin diferență, luînd ca bază cifrele stabilite în coloana 5 din tabela 1 și economiile relative care au putut fi localizate.

Economia relativă de salariați care va rezulta în acest mod la grupele de muncitori auxiliari, se va considera că se realizează pe seama factorilor organizatorici de concentrare a producției, iar economia relativă de salariați care va rezulta la grupele de muncitori din fronturile de lucru, se va considera că se realizează pe seama unor factori de organizare a muncii care n-au putut fi stabiliți (creșterea calificării, întărirea disciplinei, măsuri organizatorice suplimentare etc.).

Tabela 5

Nr. crt.	Structura de efective	Economii relative rezultate din		Localizări prin diferențe pe seama factorilor organizatorici	
		regruparea col. 5 din tabela 1	calculele de eficiență	de concentrare a producției	cu eficiență neprecizată prin calcule
1	Abataje	— 700	— 549		—151
2	Pregătiri	— 463	— 362		—101
3	Rambleu (subteran și suprafață)	— 62	— 135	+ 73	
4	Intreținere	— 843	— 476	— 367	
5	Alți muncitori	— 2 164	— 25	—2 139	
6	Total muncitori	— 4 232	—1 547	—2 433	—252
7	Personal tehnic — administrativ	— 359	— 359		
8	Total salariați	— 4 591	—1 906	—2 433	—252

Regrupînd economiile relative, care rezultă din prevederile planului (col. 5 tabela 1), și comparîndu-le cu cele localizate prin calcule pe seama diverșilor factori rezultă diferențele din tabela 5, diferențe care, așa cum s-a admis mai înainte, urmează să se realizeze pe seama concentrării producției și a unor factori de organizare a muncii, neprecizați în momentul analizei.

Rezultă deci că pe seama factorilor organizatorici de concentrare a producției urmează să se realizeze, conform prevederilor de plan pe anul *B*, o economie relativă de 2 433 muncitori, la care se adaugă și economia de 359 salariați, determinată pentru personalul tehnic — administrativ.

Pe seama factorilor cu eficiență neprecizată prin calcule urmează să se realizeze o economie relativă de 252 muncitori, care s-a localizat prin diferență la fronturile productive (abataje și pregătiri).

În cazul cînd în perioada de analiză influența factorilor de mecanizare ar avea o eficiență mare în cadrul muncilor indirect productive, este necesar să se facă determinări separate, deci eficiența lor nu se mai include la factorii de concentrare a producției.

3. Recapitulația economiilor relative de salariați pe factori, aportul lor în procente în realizarea creșterii productivității muncii și unele considerații generale

Situația recapitulativă a economiilor relative de salariați grupate pe factori și aportul procentual al factorilor respectivi în realizarea creșterii productivității fizice a muncii cu 25% în anul *B* față de anul *A*, este redată în tabela 6.

Din datele prezentate în tabela 6 rezultă că cea mai mare parte din creșterea productivității muncii în perioada analizată se va realiza pe seama factorilor organizatorici (73,7%), iar din aceștia concentrarea producției are un aport de 60,8% la creșterea totală.

În a doua ordine de mărime aportul revine factorilor de mecanizare și tehnologici, pe seama cărora se realizează 23,1% din creșterea totală a productivității muncii. Deși luați în parte acești factori au eficiență mare, pe total, datorită proporției încă mici de extindere, au încă o eficiență mai scăzută. Contribuția cea mai mică revine factorilor structurali și naturali, al căror aport este de 3,2% din creșterea totală.

Este însă necesar să avem în vedere că într-un anumit stadiu de realizare al capacității de producție finale creșterea în continuare a productivității muncii pe seama factorilor organizatorici, structurali și naturali este oarecum limitată, mai ales dacă se ține seama că unii factori pot acționa în sens negativ (adîncimea de exploatare, regimul de gaze, înclinarea, grosimea etc.).

Deci creșterea productivității muncii în următorii ani trebuie să se bazeze în special pe măsurile menite să contribuie la extinderea tehnicii existente și introducerea tehnicii noi, unde sînt cele mai mari rezerve.

Este de remarcat că factorii de organizarea muncii pentru care eficiența s-a stabilit prin diferență, spre a se obține creșterea prevăzută prin plan, trebuie să contribuie cu o creștere de 1,4%, adică cu 5,5% din creșterea totală, ceea ce considerăm că pe ansamblu este realizabil, chiar dacă localizarea acestor diferențe n-ar fi cea mai apropiată de situația reală.

În cazul abatajelor și pregătirilor există însă o posibilitate suplimentară de verificare a eficienței care este posibilă pe seama factorilor de organizarea muncii.

Astfel, economia relativă de muncitori, care se datorește modificării condițiilor de lucru în abataje (mecanizarea, susținerea metalică, grosimea stratelor, profile de lucru, iluminat, aeraj, restricții la utilizarea explozivilor etc.), a creșterii calificării cadrelor și a unei mai bune organizări a muncii, poate fi determinată global, cu anumită aproximație și pe baza modificării nivelului absolut al normelor de muncă stabilite pentru abataje și a gradului de îndeplinire a normelor respective.

Ținînd seamă că în anul de bază *A* nivelul mediu al normelor de producție stabilite în abataje era de

Tabela 6

Grupa factorilor și structura efectivelor	Economia relativă de salariați		
		In % față de:	
	In efectiv mediu total	total salariați plan anul *B* (18 315)	economie relativă la total salariați (4 591)
I. Factori de mecanizare	— 518	— 2,8	−11,3
din care :			
— în abataje	— 447	— 2,4	— 9,7
— la pregătiri	— 71	— 0,4	— 1,6
II. Factori tehnologici	— 543	— 3,0	−11,8
din care :			
— în abataje	— 97	— 0,6	— 2,1
— la întreținere	— 446	— 2,4	— 9.7
III. Factori structurali și naturali	— 146	— 0,8	— 3,2
din care :			
— în abataje	95	0,5	2,0
— la pregătiri	— 255	— 1,4	— 5,5
— la rambleu	— 127	— 0,7	— 2,8
— la alți muncitori	141	0,8	3,1
IV. Factori organizatorici	−3 384	−18,5	−73,7
din care :			
a) Utilizarea fondului anual de timp de lucru	— 340	— 1,9	— 7,4
din care :			
— în abataje	— 100	— 0,6	— 2,2
— la pregătiri	— 36	— 0,2	— 0,8
— la rambleu	— 8		
— la întreținere	— 30	— 0.2	— 0,8
— la alți muncitori	— 166	— 0,9	— 3,6
b) Concentarea producției	−2 792	−15,2	−60,8
din care :			
— la rambleu	73	0,4	1,6
— la întreținere	— 367	— 2,0	— 8,0
— la alți muncitori	−2 139	−11,6	−46,6
— la personalul tehnic-administrativ	— 359	— 2,0	— 7,8
c) Neprecizați	— 252	— 1,4	— 5,5
din care :			
— ia abataje	— 151	— 0,8	— 3,3
— la pregătiri	— 101	— 0,6	— 2,2
TOTAL GENERAL	−4 591	−25,0	−100.0
din care :			
— muncitori	−4 232	−23,0	−92,2

3,5 t/post şi că pentru anul de plan *B* se prevede un nivel mediu de 4,0 t/post, fără a se modifica sensibil nivelul de îndeplinire a normelor, economia relativă globală de efectiv va fi de circa 700 muncitori.

Economia de 700 muncitori, determinată mai sus, este însă superioară economiilor determinate parţial pentru abataje, pe seama factorilor de mecanizare, structurali şi naturali (449 oameni), deoarece creşterea nivelului absolut al normelor de producţie are în vedere şi aportul unor factori de organizarea muncii şi naturali, a căror contribuţie n-a fost stabilită concret prin analiză (iluminat, aprovizionare, regim de gaze, tăria cărbunelui, calificarea muncitorilor, utilizarea zilei de lucru etc.).

Din această verificare rezultă că în cadrul abatajelor sînt de fapt asigurate premizele pentru creşterea productivităţii muncii la nivelul prevăzut prin plan.

În mod asemănător se poate face verificarea şi la lucrările de pregătire.

CONCLUZII

În cele de mai sus s-a căutat ca, pe baza unei analize ipotetice, să se precizeze o metodologie care permite să se fundamenteze nivelul productivităţii muncii din anumită perioadă (de plan sau realizări efective) faţă de o altă perioadă considerată de bază prin studiul factorilor principali de influenţă.

Este evident că în astfel de analize calculele au un anumit grad de apreciere, însă ele prezintă avantajul că ne furnizează indicaţii orientattive importante în ceea ce priveşte măsurile necesare de luat pentru creşterea în continuare a productivităţii muncii.

Din faptul că fundamentarea pe factori ne permite să determinăm aportul direct al muncitorilor în creşterea productivităţii muncii, se pot trage şi concluziile necesare în ceea ce priveşte corelaţia dintre creşterea productivităţii muncii şi a salariului mediu.

Desigur că metodologia propusă în articolul de faţă este susceptibilă de îmbunătăţiri. Definitivarea acestei metodologii ar putea contribui la perfecţionarea modului de efectuare a analizelor tehnico-economice şi la o mai bună fundamentare a indicatorilor productivităţii muncii în unităţile industriale miniere, stabiliţi prin plan sau în cadrul proiectelor de dezvoltare.

◆

Împuşcarea cu amestecuri explozive simple

(II)

Rezultatele folosirii amestecului de azotat de amoniu şi motorină în exploatările la zi şi în subteran

Ing. **P. S. Anton**

Pentru a exemplifica importanţa tehnico-economică a înlocuirii explozivilor clasici prin amestecuri explozive simple, în cele ce urmează se dau rezultatele obţinute prin aplicarea acestor noi tipuri de explozivi la o serie de exploatări la zi şi exploatări subterane din diverse ţări.

A. Exploatări la zi din U.R.S.S.

a. Cariera de calcar din Karakubsk. S-au împuşcat 50 găuri de sondă în care s-a încărcat o cantitate de 18,06 t igdanit (din care 0,77 t motorină), obţinîndu-se detaşarea a 126 000 t calcar. Se constată că prin folosirea igdanitului, proporţia de material negabarit (+100 cm), s-a redus de la 5,4—50% la 3,1—23,6%. Deşi consumul specific de igdanit a fost cu pînă la 40% mai mare decît încărcăturile de amonită nr. 6, totuşi cheltuielile de împuşcare calculate pentru aceste experimentări comparative s-au redus de la 0,23 ruble/tonă în cazul amonitei nr. 6, la 0,11 ruble/tonă în cazul igdanitului, datorită costului mai redus al explozivului (600 ruble/tonă de exploziv nou faţă de 1 525 ruble/tona exploziv clasic) [4].

b. Carieră în U.R.S.S. În rocă cu $f=8 — 10$, în trepte de 5—10 m înălţime, cu diametrul de 150—200 mm, s-au efectuat experimentări la scară industrială, de folosire a igdanitului amorsat cu amonit nr. 6 sau amonit nr. 9, în diferite proporţii, comparativ cu amonit nr. 6, obţinîndu-se rezultatele din tabela 1.

Din datele prezentate în tabela 1 rezultă că, în toate cazurile, folosirea igdanitului a permis reducerea cheltuielilor de perforare-împuşcare, procentul de reducere variind în funcţie de felul încărcăturii de la 10—30% [21].

c. Cariera Burdinski. Caracteristicile condiţiilor tehnice şi rezultatele obţinute în urma folosirii igdanitului sînt redate în tabela 2 [22].

d. Cariera Haidaranski. Caracteristicile condiţiilor tehnice şi rezultatele obţinute în urma folosirii comparative a amonitei nr. 6 (A6) şi a igdanitului (3), în roci cu $f=4 —14$ sînt redate în tabela 3 [22].

Tabela 1

Tipul explozivului	Felul încărcăturii	Numărul de sonde	Metraj forat, m	Distanța dintre sonde, m	Lungime buraj, m	Încărcătura totală de exploziv, t	Volum împușcat specific, m³/m	Consum exploziv, kg/m²	Blocuri negabarit, %	Cheltuieli relat. de perforare împușcare
Amonit nr. 9	continuă	168	1 941	7	6,1	32,10	42,10	0,394	0,85	100
68 % igdanit + 32 % amonit nr. 6	continuă	108	1 243	7	5,7	22,00	43,30	0,407	0,70	90,8
Amonit nr. 9	discont. + aer	148	1 893	7	5,5	27,40	35,10	0,322	0,40	89,1
72 % igdanit + 28 % amonit nr. 6	discont. + aer	63	756	7	3,9	13,40	47,80	0,372	0	81,0
82 % amonit nr. 9 + 18 % amonit nr. 6	continuă	126	1 447	8	5,3	27,20	55,90	0,336	0,40	79,4
66,6 % igdanit + 16,7 % amonit nr. 9 + 16,7 % amonit nr. 6	discont. + aer	75	918	8	3,4	18,00	56,60	0	70,0	70,0

Tabela 2

Indici	I	II	III	IV	V	VI
Tăria rocii, *f*	8—9	8—10	8—10	9—10	10—12	10—12
Înălțimea treptei, m	10	11	11	10	10	10
Distanța dintre găuri, m	7	8	7,5	7,0	7,5	7,5
Rezistența la talpă, m	9	13	9,8	9,0	11,0	8,0
Felul amorsării	ms	inst.	ms	ms	ms	ms
Volum specific excavat, m²/m gaură	48,5	65,0	53,0	49,5	52,0	46,2
Consum specific exploziv (igdanit), kg/m³	0,372	0,422	0,422	0,405	0,400	0,48
Blocuri negabarit, %	0,08	0,008	0,1	0	3,0	2,5
Cheltuieli de împușcare, ruble/m³						
— cu igdanit	0,65	0,48	0,42	0,36	0,34	0,45
— cu amonit	0,91	0,90	0,96	0,88	0,86	1,05
— economie	0,26	0,51	0,54	0,52	0,52	0,60

e. Exploatările la zi ale trustului Olenogorsk. În aceste exploatări la zi, tăria rocii este $f=16$, folosindu-se la desvelire trepte de 10—20 m, cu găuri de sondă de 13—23 m adîncime, la distanță de 7—8 m, o rezistență la talpă de 7—14 m și în care se introducea o încărcătură principală de 240—1 100 kg și o încărcătură de amorsare de 150—220 kg. La exploatare, treptele au înălțimi de 13—14 m, iar găurile de sondă cu adîncimi de 15—16 m se plasează tot la 7—8 m, avînd o rezistență la talpă de 6—12 m și încărcîndu-se cu 320—600 kg încărcătura principală și încărcătura de amorsare de 150—220 kg. În urma folosirii a 11,9 tone azotat de amoniu, 0,6 tone motorină și 2,8 tone amonită, s-au detașat 28 000 m³ steril și 6 000 m³ minereu.

În cazul acestei cariere, datorită costului de 582 ruble/tona de igdanit și de 1750 ruble/tona de amonit nr. 6 și 3560 ruble/tona de trotil, folosirea igdanitului a permis reducerea cheltuielilor de împușcare cu circa 60% la lucrările de desvelire și cu circa 68% la lucrările de exploatare [23].

f. Exploatări la zi din Kazahstan. Înlocuirea amonitelor nr. 6, 7, 9, și 10 cu igdanit, la carierele de minereuri Kausarski, Donski și Sokolov, din Kazah-

Tabela 3

Indici	A6	I	A6	II	I	A6	III	I	A6	IV	I	A6	V	I
Înălțimea treptei, m	19,0	19,0	10,5		9,5	9,5		10,0	10,0		10,0	10,0		10,0
Adîncimea găurii de sondă, m	24,0	23,0	12,5		11,8	2,0		12,6	13,0		13,0	13,0		13,0
Distanța între găurile de sondă, m	5	6	5		7	7		7	7		7	7		7
Rezistența la talpă, m	12,0	12,0	12,0		9,0	9,0		8,5	8,5		8,5	9,0		8,5
Volumul specific împușcat, m³/m gaură	53,0	50,6	49,4		36,4	37,6		44,0	53,6		55,4	53,3		36,0
Consum specific de exploziv, kg/m³ (recalculat în amonit nr. 6)	0,40	0,35	0,39		0,57	0,36		0,34	0,29		0,35	0,32		0,54
Cheltuieli de împușcare, ruble/m³	0,95	0,35	0,94		0,56	0,71		0,34	0,69		0,35	0,62		0,54
Economie datorită folosirii igdanitului, ruble/m³	0,60			0,38			0,37			0,34			0,08	

stan, a permis reducerea cheltuielilor de împuşcare cu 0,03—0,10 ruble/m^3 [24].

g. Exploatări la zi de substanţe nemetalifere. Rezultatele obţinute prin înlocuirea amonitei nr. 6 cu igdanit, la 3 cariere de calcar şi dolomit arată posibilitatea reducerii cheltuielilor pentru exploziv cu 0,03—0,05 ruble/m^3, la un consum specific de exploziv aproximativ egal [25].

h. Exploatarea la zi Kirov. Exploatarea la zi ce extrage apatită cu tăria f=8—9, folosea în lucrările de împuşcare amonit nr. 6, prin a cărui înlocuire cu igdanit s-au obţinut rezultatele redate în tabela 4 [26].

Tabela 4

Indicii	Igdanit	Amonit nr. 6
Diametrul găurii de sondă, mm	220—230	220—230
Înălţimea treptei, m	12—16	12—16
Distanţa între sonde, m	7	7
Rezistenţa la talpă, m	8,1	8,0
Volumul de rocă împuşcată, m^3	22 000	42 400
Volumul specific împuşcat, m^3/m gaură	44,2	44,2
Consumul de exploziv, kg/m^3	0,6	0,58
Cheltuieli pentru explozivi, kopeici/m^3	5,0	10,5
Blocuri negabarit, %	3,1	2,5

i. Explorări la zi de substanţe nemetalifere. La cariera de şisturi bituminoase din Kuvasaisk, la cariera de calcar de la Begovats şi la săparea canalului Hodolog, s-a aplicat împuşcarea în camere de minare, folosind igdanit într-o proporţie de 40—71% din întreaga încărcătură de exploziv. Rezultatele obţinute sînt redate în tabela 5 [27].

Tabela 5

	Kuvasaisk	Begovats	Hodolog
Cantitatea totată de exploziv împuşcată, kg	72 750	91 256	105 000
Proporţia de igdanit în încărcătură, %	71	40,2	59,2
Consumul specific general de exploziv, kg/m^3	0,45	0,47—0,50	—
Economia datorită înlocuirii amonitei nr. 9 cu igdanit, în proporţia amintită, ruble	5 420	3 340	8 500
Economia specifică prin înlocuirea amonitei nr. 9 cu igdanit, ruble/t	1,45	0,93	1,35

j. Exploatări la zi de minereuri. Folosirea experimentală a igdanitului la o serie de exploatări la zi, comparativ cu amonita nr. 6, a permis obţinerea rezultatelor din tabela 6.

Tabela 6

Exploatarea	Tăria rocii, f	Consumul specific de exploziv, kg/m^3		Volumul specific de rocă, m^3/m gaură	
		Amonit nr. 6	Igdanit	Amonit nr. 6	Igdanit
Haidarkan	6—8	0,36—0,40	0,340	37—53	44—50,6
Juskpov	6—9	0,980	0,968	25	27,2
Barsukov	4—6	0,355	0,363	65	73
Kajiarang	5—10	0,450	0,480	43	48
Magnitogorsc	6—8	0,486	0,395	51	50,4
Uralasbest	8	0,230	0,270	82	80,3
Karakubsk	8—11	0,370	0,370	55	56,0
Kaula	12—14	0,610	0,650	54,5	54,1
Olenogorsk	14	0,420	0,430	56	58,0
Liubimov	15	0,600	0,650	20	20,0

B. Exploatări la zi din alte ţări

a. Exploatările la zi de la Hanna Coal (S.U.A.) au trecut complet la înlocuirea oxilicviţilor cu amestec de azotat de amoniu şi 6% motorină, amorsate cu o încărcătură din acelaşi amestec cu 2% motorină. Practica acestor exploatări recomandă ca diametrul minim al încărcăturii să fie de 75 mm [1].

b. Exploatările la zi ale companiei Spencer (S.U.A.), aplicînd împuşcarea cu amestecul simplu de exploziv, comparativ cu dinamita, în 21 găuri de sondă, au ajuns la următoarele cheltuieli de împuşcare, în cele două cazuri [1] :

Împuşcare cu dinamită

Dinamită	3 317,22 ruble
Fitil detonant	201,28 ruble
Amenajare reţea	42,04 ruble
Total	3 560,54 ruble

Împuşcare cu azotat de amoniu

Azotat de amoniu	476,36 ruble
Motorină	20,80 ruble
Dinamită	859,52 ruble
Fitil detonant	201,28 ruble
Amenajare reţea	42,04 ruble
Total	1 600,00 ruble

Economie 1960, 54 ruble

c. Exploatările carbonifere la zi din S.U.A. folosesc în mod curent amestecul de azotat de amoniu şi 6% motorină, permiţînd reducerea cheltuielilor pentru împuşcare de la 30—50 cenţi/kg exploziv pînă la 7—14 cenţi/kg exploziv [29].

d. Cariera de calcar de la Cowder (Anglia). În trepte de 13,5—19,5 m înălţime se forează găuri de sondă cu diametrul de 108 mm, depăşind înălţimea treptei cu 150 mm. Amestecul pregătit manual, la gura găurii de sondă, într-o ladă căptuşită cu aluminiu, se încarcă tot manual. O gaură de sondă de 18,5 m. adîncime se încarcă în acest mod, inclusiv încărcătura de amorsare în 10—15 minute. Prin folosirea amestecului exploziv simplu în locul gelignitului, s-au redus costul explozivului şi proporţia de blocuri negabarit, în mod simţitor [30].

e. Exploatările la zi de fier ale firmei Iron Cre Company (Canada). În 1958, la exploatările acestei companii, proporția de amestec de azotat de amoniu și motorină reprezintă 75% din întreaga cantitate de exploziv folosită. În primele 8 luni ale anului 1958, s-au folosit 2 500 t amestec, realizînd derocarea a 5,4 milioane m^3. Un interes deosebit îl prezintă mecanizarea încărcării amestecului în găurile de sondă, folosindu-se în acest sens un autocamion 6,75 tone pe care era montat un rezervor cu o capacitate de 4 500 kg amestec și din care se trece la gura găurii de sondă printr-un furtun de 100 mm diametru și lungime de 30 m, cu un debit de 160 kg/min. Acționarea diferitelor mecanisme ale instalației se face de la motorul autocamionului, încărcarea efectuîndu-se de către șofer care este în același timp și artificier. Ulterior, s-au realizat instalații centrale de amestecare de la care amestecul se transportă cu autocisterne de construcție specială [31].

f. Lucrări de debleiere lîngă Birmingham (S.U.A.). Pentru construirea unei șosele, s-au debleiat circa 2 milioane m^3 de șisturi și gresii. Folosind explozivi obișnuiți, cheltuielile de împușcare au fost de 19 cenți/m^3, iar prin folosirea amestecului de azotat de amoniu și motorină aceste cheltuieli s-au redus la 4,7 cenți/m^3, constatîndu-se simultan mărirea capacității de încărcare a excavatoarelor cu 10% și a mijloacelor de transport, ca urmare a îmbunătățirii simțitoare a gradului de sfărîmare [32].

C. Rezultatele folosirii amestecului de azotat de amoniu și motorină în subteran

1. Mina Joy River (S.U.A.). Se folosesc găuri de mină cu diametrul de 63,5 mm, în care se încarcă amestec de azotat de amoniu și 6% motorină, amestecarea efectuîndu-se manual și încartușare sumară la 500 g. Între două cartușe de amestec se intercalează un cartuș de dinamită cu 60% nitroglicerină, raportul pe întreaga încărcătură fiind de 4,3/1 (amestec de azotat de amoniu și motorină/dinamită). Amorsarea se realizează cu fitil detonant, plasat în lungul găurii de mină. Prin trecerea la folosirea amestecului de azotat de amoniu și motorină, cheltuielile de împușcare care s-au redus de la 0,78—0,6 ruble/tonă [1]. La împușcare, s-a constatat că conținutul de CO din atmosferă nu depășește 0,005%. Datorită și acestui fapt, după trei luni de experimentare, s-a generalizat folosirea amestecului simplu [33].

2. Minele de fier Cliffs Shaft (S.U.A.) folosesc ca exploziv amestec de azotat de amoniu și motorină pentru toate împușcările, cu excepția găurilor de mină umede din abatajele cu camere și stîlpi. Amorsarea se face la fundul găurii de mină cu un cartuș de dinamită cu 70% nitroglicerină, iar încărcarea amestecului se realizează pneumatic [34].

3. Mina Cleveland Cliffs (S.U.A.) la care exploatarea se efectuează cu galerii de subetaj, amestecul de azotat de amoniu și motorină se încarcă în găuri cu diametrul de 54 mm, lungimi de 24 m și înclinate la peste 45°. Amorsarea se realizează cu un cartuș de dinamită și 100 g fitil detonant, iar amestecul se introduce pneumatic [34].

4. Exploatările Companiei Midwest (S.U.A.), în cadrul metodei cu galerii de subetaj și a acelei cu camere și pilieri, obțin cu amestecul de azotat de amoniu și motorină aceleași rezultate ca și cu dinamită. Amestecul, introdus pneumatic, este amorsat cu un cartuș de 30 mm diametru și 200 mm lungime, de dinamită gelatină cu 60% nitroglicerină [34].

5. Mina Butte (S.U.A.) folosește amestecul de azotat de amoniu și motorină la săparea galeriilor și suitorilor [34].

6. Mina Climax (S.U.A.) de minereu de molibden a generalizat folosirea amestecului de azotat de amoniu și motorină, încărcat pneumatic, fapt ce a permis, pe lîngă reducerea cheltuielilor de împușcare și a celor de manoperă, prin reducerea numărului de artificieri, de la opt la trei [34].

7. Salina Karlsbad (S.U.A.) a folosit inițial încărcături de azotat de amoniu și motorină, încartușate la mină la diametrul de 28 mm, iar ulterior încărcarea se face pneumatic la o presiune a aerului comprimat de 1,25—1,4 kg/cm^2. Amorsarea se face cu dinamită în proporție de 20% din întreaga încărcătură.

În cursul experimentării mai multor tipuri de explozivi și sisteme de încărcare, s-a urmărit și cantitatea de gaze nocive, formată la împușcare, constatîndu-se următoarele :

	Cantitatea de gaze, l/kg exploziv	
	NO_2	CO
Dinamită gelatină	1,935	7,50
Amondinamit	2,500	6,80
Azotat de amoniu și motorină în cartușe	2,870	8,62
Azotat de amoniu și motorină încărcată pneumatic	2,690	3,75

Rezultă că folosirea amestecului de azotat de amoniu și motorină, încărcat pneumatic, prezintă din punctul de vedere al gazelor nocive un pericol similar sau chiar mai redus decît în cazul explozivilor clasici [33].

8. Exploatarea de minereu de cupru de la Boliden (Suedia) folosește amestecul de azotat de amoniu și motorină în găuri de sondă cu diametrul de 28—50 mm și lungimi de 4,5—15 m, amorsarea efectuîndu-se cu 100—200 g dinamită cu 36% nitroglicerină. Amestecarea se face manual în front, iar încărcarea pneumatic, folosindu-se azotat de amoniu granulat și tratat special, superficial, pentru a i se reduce higroscopicitatea. Consumul de exploziv, gradul de sfărîmare și distanța de aruncare au fost similare, în cazul folosirii încărcăturilor de dinamită cu 36%, iar conținutul de NO_2 și CO s-a menținut sub limitele fixate de normele sanitare [33].

Față de dinamita LFB (cu 36% nitroglicerină, viteza de detonație 6 000 m/s) care costă 30 cenți/kg, amestecul de azotat de amoniu și motorină revine la 7,8 cenți/kg. În amestec se folosește azotat de amoniu agricol, cristalizat, cu 15% peste 0,42 mm, 50% 0,42—0,25 mm, 15% 0,25—0,21 mm și 10% sub 0,15 mesh, granulele avînd un înveliș organic. Echivalența de forță explozivă între amestecul exploziv și dinamită LFB se obține la o densitate de 1,1 g/cm^3, ce se poate asigura la încărcarea pneumatică. În prezent, 50% din producția anuală (2 500 000 t/an minereu complex) se obține prin folosirea amestecurilor explozive simple, realizîndu-se o economie de 4,62 cenți/tona de minereu [35], [36].

9. Exploatarea de plumb Saint Josef (S.U.A.). Condițiile de folosire a amestecului de azotat de amoniu și motorină, în cele trei mine sînt următoarele :

Roca	Mina *Saint Josef* calcar dolomitic	Mina *Viburnum* dolomită	Mina *Lee Rodge* porfire, magnetită
Diametrul găurii de mină, mm	32—38	35—38	51—57
Lungimea găurii de mină, m	2,4—4,3	3,7	pînă la 21

La un consum anual de 900—1 800 t exploziv, prin înlocuirea dinamitei cu azotat de amoniu și motorină, se obține o economie de 32—36 copeici/kg exploziv. În cazul altei mine, Bonne Terre, deși prin folosirea amestecului exploziv simplu consumul specific de exploziv a crescut cu 23%, cheltuielile pentru împușcare s-au redus, totuși, cu 68%. Amorsarea se realizează cu un cartuș de dinamită semigel cu 60 % nitroglicerină, încărcarea amestecului este pneumatică, iar conținuturile de gaze după împușcare se mențin în limitele admise [37].

Tabela 7

	Perforator cu suport		Cărucior de perforare	
	Dinalit	Azotat + motorină	Dinalit	Azotat + motorină
Secțiunea de săpare, m²	17	17	21	21
Încărcătura totală, kg dinalit	40	8	50	15
Azotat + motorină	—	45	—	
Numărul de găuri de mină	43	43	52	70 52
Diametrul găurilor, mm	32	32	32	32
Lungimea găurilor, m	2,0	2,0	2,5	2,5
Înaintare pe împușcare, m	1,6—1,9	1,6—1,9	1,8—2,1	1,8—2,1

Tabela 8

	CO	N_2O + NO
Valoarea relativă a limitei admisibile de conținut, %	100	100
Valoarea relativă a conținutului imediat după împușcare : dinalit	2 600	300
Azotat de amoniu granulat + motorină	640	860
Azotat de amoniu cristalin + motorină	620	900
Valoarea relativă a conținuturilor după 30—40 minute de ventilație dinalit	390	50
Azotat de amoniu granulat + motorină	50	66
Azotat de amoniu cristalin + motorină	45	60

Pe baza experienței de pînă în prezent se consideră că în viitorul apropiat circa 75% din producție se va obține folosind amestecul de azotat de amoniu și motorină și că în viitorii cinci ani aproximativ 50% din producția exploatărilor miniere metalifere din S.U.A. se va putea realiza folosind acest exploziv [38].

10. Exploatarea de uraniu Stenrock (Canada) a fost prima exploatare minieră canadiană care a aplicat pe scară largă în subteran amestecul de azotat de amoniu și motorină, datorită costului redus și siguranței în manipulare. Minereul uranifer este constituit din conglomerate cuarțoase, compact cimentate, cuprinse între cuarțite. Găurile de mină au diametrul de 30—35 mm, fiind forate ascendent. Primele experimentări efectuate cu 27 tone de amestec exploziv în găuri de mină au dovedit că puterea amestecului de azotat de amoniu și motorină este de 70% din puterea dinamitei gelatină cu 92% nitroglicerină. Totodată, nu s-au constatat deosebiri în ceea ce privește gazele nocive din atmosferă, după împușcare, în cazul folosirii dinamitei și cel al folosirii amestecului exploziv. Folosirea în proporție de 50% din producție a azotatului de amoniu cu motorină a permis reducerea prețului de cost cu 0,195 dolari/tonă, în afară de reducerea cheltuielilor de măcinare a minereului, ca urmare a unui grad de sfărîmare mai înaintat, obținut prin împușcare [18].

11. Exploatările metalifere ale companiei Tennessee Copper (S.U.A.) folosesc anual circa 567 tone dinamită și în prezent 80% din această cantitate este înlocuită cu amestec de azotat de amoniu și motorină. Amestecul exploziv simplu se folosește atît la săparea galeriilor și suitorilor cît și în abataje și la sfărîmarea secundară cu încărcături aplicate. Găurile de mină au diametrul de 36 mm și lungimi variabile, încărcarea amestecului efectuîndu-se pneumatic la o presiune de 1,8—2,1 at, iar amorsarea se realizează, în general cu un cartuș de 10 cm de dinamită semigel cu 45% nitroglicerină. Chiar în cazul folosirii încărcăturilor aplicate, conținutul de gaze nocive din atmosferă, imediat după împușcare nu a depășit normele admisibile.

Față de cazul cînd se folosea numai dinamită, folosirea amestecului de azotat de amoniu și motorină a permis reducerea cheltuielilor de împușcare cu 42,5% la săpare și nu 52,5% în abataj [17].

12. Exploatări de săruri (S.U.A.) La exploatarea prin camere și stîlpi a unui zăcămînt de sare, amestecul de azotat de amoniu și motorină se încarcă în găuri de mină cu diametrul de 41,3—57 mm, amorsate cu cartușe de dinamită [39], [40].

13. Mina Kiruna (Suedia). La această exploatare, cu o capacitate anuală de 10 000 000 tone minereu de fier, în cadrul metodei prin galerii de suborizont, în urma rezultatelor bune obținute la exploatarea în carieră, prin folosirea amestecului de azotat de amoniu și motorină, s-a hotărît extinderea folosirii acestui exploziv și în subteran.

Rezultatele obținute la săparea galeriilor, cu amestecul exploziv simplu și cu dinalit (30% nitroglicerină) sînt redate în tabela 7.

Pentru determinarea conținutului de gaze nocive, s-au făcut determinări comparative ale căror rezultate sînt indicate în tabela 8.

Tabela 9

	Dinalit	Azotul de amoniu + motorină
Cheltuieli de împușcare la săparea lucrărilor miniere, %	100	66
Cheltuieli de împușcare la exploatarea cu galerii de suborizont, %	100	48

Avantajele economice, pe genuri de lucrări, realizate la Kiruna, folosind cei doi explozivi, sînt redate comparativ în tabela 9 [41].

În urma acestor experimentări, s-a hotărît elaborarea unor norme de folosire a amestecului de azotat de amoniu și motorină în subteran, după a căror aprobare procedeul urmează a fi extins în minele metalifere suedeze [40].

Posibilități de valorificare a unor minereuri oxidate, constituite din carbonați, oxizi și silicați de cupru

Ing. **Lucia Iliescu**, ing. **P. Rosinger**
și ing. **E. Popa**

Directivele Congresului al III-lea al P.M.R. prevăd dezvoltarea volumului de cercetări geologice pentru punerea în evidență a unor noi zăcăminte de minereuri de cupru, precum și a cercetărilor pentru găsirea căilor celor mai economice de valorificare a acestor minereuri. Pe această linie ICEMIN a cercetat în anul 1961 posibilitățile de preparare a unor minereuri mixte de oxizi și sulfuri de cupru. Cercetări pe aceeași linie a executat în 1961, cu o probă asemănătoare, și laboratorul de preparare de la Institutul geologic.

Dacă prepararea sulfurilor de cupru este o problemă rezolvată, tehnologia universal aplicată fiind flotația, în privința minereurilor oxidice problemele de valorificare sînt mai dificile. Flotația oxizilor de cupru se realizează mai greu și este mai puțin dezvoltată pe scară industrială. Explicația constă în însăși caracterul acestor minerale. Într-adevăr, dat fiind atît greutățile specifice relativ mici ale mineralelor oxidate de cupru, cît și asociația destul de înaintată pe care obișnuit o prezintă în minereuri, singura metodă aplicată pentru valorificarea lor este metoda flotației, metodele gravimetrice neintervenind decît în scopul unor operații de preconcentrare.

În ceea ce privește flotația, diferențele între proprietățile superficiale ale mineralelor oxidate și ale mineralelor sterile sînt adeseori foarte mici, ceea ce face necesar a se recurge la tehnologii speciale, în scopul măririi acestor diferențe.

În plus, minereurile oxidice conțin de obicei cantități mari de săruri solubile, în special săruri ale acidului sulfuric, care influențează proprietățile de flotație ale mineralelor. Aceste săruri trebuie îndepărtate prin spălare sau prin procedee chimice. De asemenea, faptul că minereurile oxidate dau la măcinare cantități importante de șlamuri fine, face să se înrăutățească și mai mult procesul de flotare, micșorîndu-se recuperările de metale și mărindu-se consumurile de reactivi.

Dintre minereurile oxidice de cupru cel mai ușor se pot flota carbonații, în special după sulfurare. Oxizii (cupritul, tenoritul) flotează ceva mai greu, în timp ce silicatul de cupru (crisocolul) este cel mai refractar și practic nu se flotează.

Datorită dificultăților care se întîmplă obișnuit la flotația minereurilor oxidate de cupru și a indicilor destul de reduși care se realizează prin această metodă, s-au pus la punct metode combinate, în care alături de flotație se utilizează și procedee de dizolvare și cementare (metoda combinată Mostovici).

În prezent metodele care se utilizează curent în schemele de valorificare a minereurilor oxidate cuprifere sînt următoarele :

— flotația după sulfurare prealabilă ;
— flotația cu colectori carboxilici ;
— flotația directă cu colectori sulfhidrici ;
— metoda combinată Mostovici.

1. Flotația după sulfurare prealabilă

Flotația după sulfurare prealabilă constă în sulfurarea superficială a mineralelor oxidate, urmată de flotația acestora cu xantați superiori, mercaptani sau tiofenoli.

Ca agenți de sulfurare se folosesc, în general, sulfura de sodiu, hidrosulfura de sodiu, mai rar, sulfura de calciu, de bariu și alți sulfuranți.

Rolul sulfurantului se reduce pe de o parte la scăderea concentrației cationilor de metale grele, a absorbanților colectorului și activanților sterilului, iar pe de altă parte, la formarea unei pelicule rezistente de sulfură pe suprafața mineralului, făcînd posibilă folosirea colectorilor obișnuiți în flotația sulfurilor. Totuși, metoda nu dă rezultate în toate cazurile fiind influențată de o serie întreagă de factori, ceea ce face ca rezultatele să difere foarte mult de la minereu la minereu.

La instalația N'Changa Consolidated Copper Mines Ltd dintr-un minereu mixt se obțin la flotația sulfurilor recuperări de 91—96% și la flotația oxizilor recuperări de 72—83%.

2. Flotația cu colectori carboxilici

Flotația directă cu colectori carboxilici de tipul acid oleic, palmitic, stearic, precum și sărurile lor etc. asigură o recuperare superioară a mineralelor utile. Din cauza selectivității reduse a colectorilor carboxilici față de mineralele de gangă carbonatoase, această metodă are aplicabilitate numai în cazul gangei silicioase.

Un exemplu tipic de instalație, care tratează un minereu oxidat de cupru și cobalt folosind drept colector un amestec de acizi grași, este instalația Kolwezi din Katanga.

Dintr-un minereu conținînd 5,5—6% Cu, 0,5—0,6% Co, se obține un concentrat cu 24—26% Cu, 1—1,4% Co, la recuperări de 82—85% Cu și 50—60% Co.

3. Flotația directă cu colectori sulfhidrici

Aceasta se execută folosindu-se cantități mari (cîteva kg/t) de colectori sulfhidrici puternici cum sînt : xantații superiori ditiocarbonați, mercaptani și tiofenoli.

Deoarece primele trei metode sînt procedee care în general se cunosc, vom prezenta mai detaliat metoda Mostovici, mai puțin cunoscută.

4. Metoda combinată Mostovici

Metoda combinată elaborată de prof. Mostovici, permite aplicarea ei, fie numai la prelucrarea oxizilor de cupru, fie direct pe minereuri, care conțin oxizi și sulfuri de cupru (fără extragerea prealabilă a sulfurilor de cupru). Această metodă constă, în linii mari, din măcinarea minereului, leșierea cu acid sulfuric în agitatoare, cementarea cuprului din soluții cu ajutorul fierului și flotarea grăunților de cupru cementat. De aici își trage și denumirea de metodă combinată, deoarece intervine atît prelucrarea mecanică, cît și cea hidrometalurgică.

În ceea ce privește finețea de măcinare necesară prelucrării după metoda combinată, aceasta se determină în funcție de caracteristicile minereului, precum și de asociația mineralelor de cupru.

Dacă minereul conține numai minerale oxidate ca : malachita, azurita și altele ușor dizolvabile, finețea de măcinare poate fi mai puțin înaintată.

În cazul în care alături de mineralele oxidate se găsesc sulfuri și aur, este indicat ca minereul să fie măcinat la finețea necesară procesului obișnuit de flotare, adică la finețea la care sulfurile și aurul sînt eliberate de mineralele de gangă.

Dizolvarea oxizilor de cupru se face în soluție de acid sulfuric, concentrația acidului în tulbureală variind de la 1—10 %.

Evident că, cu cît este mai mare concentrația în soluție a acidului sulfuric, cu atît mai repede și mai complet se face dizolvarea mineralelor de cupru, dar în același timp are loc și dizolvarea completă a altor minerale, ceea ce nu este de dorit. În afară de aceasta, consumul specific de acid sulfuric crește.

Pentru a realiza o concentrație mai mare a soluției în procesul de leșiere, la un consum specific mai mic de acid sulfuric, trebuie ca procesul de leșiere să se facă la un raport S : L al tulburelii de 1 : 1 sau 1 : 1,5.

În cazul cînd minereul necesită o măcinare mai înaintată și tulbureala rezultată este prea mult diluată, este necesar ca înainte de leșiere, să se procedeze la îngroșarea tulburelii la densitatea necesară. Consumul de acid sulfuric variază cu natura gangei și anume : cu cît în minereu sînt mai puțini carbonați și produse alcaline rezultate din descompunerea feldspaților și mai mult cuarț sau silicați nedizolvabili în acizi, cu atît va fi mai mic consumul specific de acid sulfuric și invers.

Carbonații de cupru se dizolvă ușor la temperaturi normale fără încălzire.

În cazul minereurilor mai rezistente la acțiunea de dizolvare, se recomandă încălzirea tulburelii la temperatura de 45—70°C. Cu creșterea temperaturii tulburelii viteza de dizolvare, precum și extracția cuprului, se măresc.

Cementarea este faza în care prin introducerea fierului în leșia în care cuprul se găsește sub formă de SO_4Cu, se separă cuprul metalic sub formă de grăunți conform reacției de înlocuire.

$$CuSO_4+Fe=FeSO_4+Cu$$

sau exprimat ionic

$$Cu^{++}+Fe\rightarrow Fe^{++}+Cu.$$

Fierul necesar pentru cementarea cuprului se dozează fie sub formă de resturi de tablă, tinichea, bucăți mici de fier, fie pe șpan de fontă mărunțit sau fier spongios măcinat.

Viteza de cementare a cuprului depinde de suprafața totală a grăunților de fier, ea putînd fi mărită prin realizarea unei fineți mai mari de măcinare a fierului folosit pentru cementare. Aceasta cu atît mai mult cu cît pentru ca flotarea grăunților de cupru cementat să aibe loc în condiții normale este indicat ca dimensiunea acestora să nu fie mai mare de 0,1 mm.

În cazul cînd se folosește fier vechi de granulație mai mare, se montează în agitator o sită pe care se așează fierul, astfel ca tulbureala să poată circula prin spațiile interstițiale ale patului de granule de fier aflat pe sită.

În procesul de cementare nu se consumă întreaga cantitate de fier exclusiv pentru precipitarea cuprului. O parte din fier se consumă în reacția cu acidul sulfuric liber, dînd naștere la sulfatul feros. Dacă în soluţie se găsesc oxizi sau sulfaţi ferici atunci aceştia se reduc la forma de fier feros.

O altă cantitate de fier poate să nu participe în reacţie datorită peliculei protectoare de cement de cupru ce se formează pe suprafaţă.

Întrucît cementul de cupru se oxidează foarte repede, şi prin aceasta se micşorează flotabilitatea lui, se recomandă dozarea suplimentară cu fier pentru preîntîmpinarea oxidării cuprului şi pierderea lui în tulbureală. Fierul rămas, care nu a intrat în reacţie cu cuprul, după flotarea cementului şi a eventualelor sulfuri, se extrage din tulbureală cu ajutorul unui separator magnetic şi se reintroduce în proces, deoarece o parte din grăunţii de fier mai conţin circa 2—3% Cu. În general pentru procesul de cementare se folosesc celule de flotare transformate, astfel ca să nu provoace aerarea tulburelii.

În ceea ce priveşte timpul de cementare a cuprului acesta poate să varieze de la cîteva minute la o oră şi jumătate, fiind în funcţie de natura minereului şi fineţea de măcinare a minereului şi fierului. Astfel, la o fineţe de măcinare de 0,2—0,12 mm a minereului, timpul necesar pentru cementarea cuprului în pilitură de fier este de aproximativ 1—1 $1/2$ oră. În cazul folosirii pulberii de fier măcinată la 74μ şi la un raport Cu : Fe = 1 : 3, timpul de cementare va fi de 2 min. Majorarea timpului de cementare duce în unele cazuri la micşorarea extracţiei cuprului, ca urmare a reacţiilor lui de oxidare.

Flotarea cuprului cementat se face cu colectori de tipul dixantogenat — produs de oxidare a xantatului, amestec de diverse tipuri de aerofloţi şi crezoli, şi xantaţi superiori.

Flotarea cementului în condiţii bune se face la un $pH = 4{,}5-4{,}7$.

Deoarece *p*H-ul tulburelii este foarte scăzut (circa 1) din cauza acidului sulfuric folosit la dizolvare, este necesar a se adăuga un alcalinizator, care să mărească *p*H-ul la valoarea amintită mai sus. În acest scop se foloseşte de obicei hidroxidul de sodiu. Consumul de hidroxid este în raport invers proporţional cu consumul de fier şi anume : folosind o cantitate mai mare de fier, o parte din acesta intră în reacţie cu acidul sulfuric rămas liber, formînd astfel sulfatul feros, sulfat care măreşte *p*H-ul tulburelii, fiind astfel suficientă o cantitate mai mică de alcalinizator.

Cementul de cupru flotează şi mai uşor, dacă în tulbureală se găsesc şi sulfuri. În acest caz se formează o spumă consistentă şi mineralizată.

Schema de flotaţie a cementului de cupru este foarte simplă. În mod obişnuit în primele celule de flotare se obţine un concentrat bogat. Produsele medii sînt reflotate, iar reziduurile de la reflotarea fiecăruia sînt reintroduse în circuitul primar sau sînt eliminate. Este foarte important ca volumul celulelor de reflotare să corespundă volumului tulburelii, deoarece dacă acest volum nu este corespunzător, respectiv este mai mare, se obţine un concentrat sărac şi o extracţie mică, ca urmare a oxidării grăunţilor de cupru.

Datele din literatură, privind aplicarea metodei combinate la minereurile de cupru oxidate, demonstrează superioritatea netă a acestei metode, faţă de metoda clasică de preparare.

Astfel :

— din minereurile zăcămîntului Bosceculi din U.R.S.S. s-a reuşit să se extragă cu metoda combinată circa 70—72% Cu, extracţia cuprului prin flotarea directă a acestor minereuri fiind mult mai mică;

— prin aplicarea schemei combinate la minereurile zăcămîntului Djeskazgan, uzina Balhaş, s-a realizat o extracţie de 48% Cu, pe cînd numai prin metoda flotaţiei, s-a realizat o extracţie maximă de 20% Cu.

În S.U.A. metoda combinată se aplică şi la minereurile care conţin un procent mic de oxizi de cupru, şi anume de ordinul a 0,16—0,18% Cu.

În cele ce urmează vom trece în revistă cercetările executate la ICEMIN, în anul 1961, cu un minereu mixt de sulfuri şi oxizi de cupru.

Proba de minereu cu care s-au executat încercările a avut următoarea compoziţie chimică :

Cu — 2,74% ;
Pb — 0,16% ;
Zn — 0,024% ;
S — 0,51% ;
Fe — 3,10% ;
Mn — 0,29% ;
As — 0,14% ;
Sb — 0,025% ;
SiO_2 — 76,3% ;
Al_2O_3 — 7,64% ;
CaO — 3,55% ;
MgO — 4,05% ;
Se — lipsă ;
Au — urme ;
Ag — 73 g/t ;
Ca — 10—100 g/t ;
Ni — 10—100 g/t ;
In, Ge, Sn, Co, V, Mo, Te — lipsă

Analiza raţională pentru cupru a probei originale a indicat prezenţa cuprului sub diferite forme de minerale de cupru, repartizate astfel : circa 54% sub formă de carbonaţi, 40% sub formă de sulfuri primare şi secundare, şi circa 6% sub formă de silicaţi şi oxizi.

Studiul mineralogic a arătat că proba de minereu este constituită, în general, din fragmente de şisturi cristaline şi de cuarţ filonian impregnate şi străbătute de carbonaţi, sulfuri şi silicaţi de cupru.

Principalele minerale de cupru sînt : carbonaţii (malachitul — $Cu_2(CO_3)(OH_2)$ şi azuritul — $Cu3(CO_3)_2(OH_2)$, sulfurile de cupru (calcopirita — $CuFeS_2$, bornitul Cu_5FeS_4, calcozină — CuS, covelina — CuS etc.) şi subordonat silicaţii (crisocolul — $CuSiO_3nH_2O$).

Proba de minereu reprezintă şi mineralizaţii exclusiv cuprifere cu un conţinut deosebit de ridicat în cupru (circa 2,6—2,7%). În general, carbonaţii şi silicaţii de cupru sînt asociaţi între ei şi apar ca pelicule, cruste, filonaşe şi impregnaţii, mai ales în roca gazdă (şisturi cristaline), în timp ce sulfurile asociate genetic între ele (transformările calcopiritei în bornit, calcozină, covelină etc.) sînt legate aproape exclusiv de cuarțul filonian.

Cu totul subordonat se întîlnesc asociații între sulfurile și carbonații de cupru.

Gradul de asociere al sulfurilor cu ganga este relativ grob (peste 0,2 mm), în timp ce carbonații și silicații au dimensiuni mult mai reduse, datorită modului de prezentare (pelicule și impregnații fine).

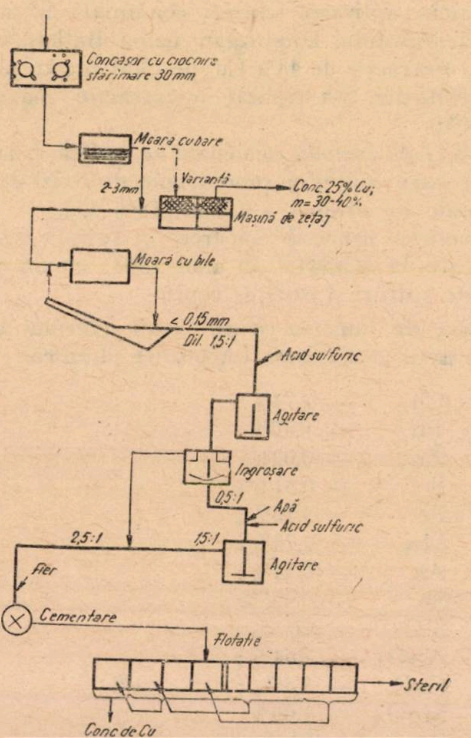


Fig. 1. Fluxul tehnologic propus pentru prepararea minereului de sulfuri și carbonați de cupru.

Gradul de alterare și relațiile structurale dintre mineralele de cupru arată că proba de minereu provine din zona de oxidație cu trecere spre zona de cementație a zăcămîntului.

Se menționează că în aceste zone se produce în mod obișnuit o îmbogățire secundară a zăcămîntului în Cu și Ag, însă în general volumul rezervelor de minereu din aceste zone este destul de limitat.

Avîndu-se în vedere modul de prezentare a mineralelor utile, încercările de preparare au fost dirijate pe următoarele linii de cercetare :

- concentrarea prin procedee gravitaționale ;
- concentrarea prin flotația directă a sulfurilor și carbonaților ;
- flotația sulfurilor urmată de sulfurarea și flotația carbonaților ;
- aplicarea metodei combinate Mostovici. .

1. Concentrarea prin procedee gravitaționale

Analizele densimetrice, ca și încercările de concentrare pe mese, au arătat că prin procedee gravitaționale, aplicate în special claselor mari (10—0,5 mm) s-ar putea extrage o parte din cupru, circa 40—45%, în concentrate finite cu 25% Cu. Concentrarea pe mese a materialului mărunt (0,5 mm) a dat rezultate inferioare și anume concentrate cu 8—10% Cu, cu recuperări de numai 27% în cupru. Se poate deduce de aici că la granulațiile respective la care s-au făcut încercările (pentru clasele 0,5 mm), o parte din mineralele de cupru sînt încă asociate cu ganga, sub forma indicată de studiul mineralogic, deci cu pelicule și impregnații fine, ceea ce face separarea lor gravitațională foarte dificilă.

Pentru materialul mai mic de 0,5 mm rezultatele sînt inferioare, datorită faptului că după cum s-a arătat anterior, carbonații de cupru au tendința de a da șlamuri fine, care nu pot fi recuperate pe mesele de concentrare obișnuite, fiind necesare mese de construcție specială. .

2. Concentrarea prin flotație directă a sulfurilor și carbonaților

Cercetările pe această linie au urmărit fie flotația împreună a sulfurilor și carbonaților, într-un singur concentrat, fie flotația succesivă a sulfurilor și carbonaților.

În primul caz s-au utilizat ca reactivi colectori mercaptobenzotiazolul, xantații superiori amil și butil de potasiu și dibutil xantogenatul de potasiu.

Cu xantat amilic la consumuri foarte mari (4 000—5 000 g/t) se obțin concentrate cu 22—23% Cu, cu recuperări de 71—72%. Xantatul butilic (5 000—6 000 g/t) dă recuperări ceva mai scăzute (64—66%), în concentraate cu 23—26% Cu. Ceilalți reactivi au dat rezultate mult inferioare. În al doilea caz, au fost flotate în primul rînd sulfurile, cu xantat etilic și ulei de pin, după care s-a încercat flotația carbonaților cu acizi grași și săpunuri de tipul acid oleic, oleat, palmitat, stearat și laurat de sodiu.

La flotația sulfurilor cu 100 g/t xantat etilic și 86 g/t ulei de pin s-au obținut concentrate cu 33—35% Cu cu recuperări de 34—35% din cuprul total.

La flotația carbonaților cu acizi grași și săpunuri, datorită selectivității reduse a acestora, deși s-a căutat a se stabili un regim cît mai bun de depresare a minereurilor de gangă prin adaosuri de silicat și carbonat, s-au obținut totuși concentrate impure avînd un conținut de circa 6—7% Cu, cu recuperări de maximum 28—30%.

Cumulînd concentratul de carbonați cu cel de sulfuri, s-ar obține în cel mai bun caz un produs cu 12% Cu, cu recuperări totale de 62—63%.

3. Flotația sulfurilor urmată de sulfurarea și flotația carbonaților

Pe această linie s-au flotat mai întîi sulfurile de cupru în mod obișnuit (cu xantat etilic la consumul optim stabilit), după care s-a trecut la sulfurarea superficială a carbonaților după metoda arătată anterior, urmată de flotația acestora cu xantați superiori (amilic, butilic).

Sulfurarea carbonaților s-a făcut în două feluri și anume :

- sulfurarea într-o singură treaptă ;
- sulfurarea în mai multe trepte.

Între rezultatele obţinute la cele două variante sînt diferenţe sensibil de mari, atît între consumurile de agent sulfurant, cît mai ales între indicii tehnologici. Astfel, într-o singură treaptă la un consum de 5 000 g/t sulfură de sodiu, se obţin concentrate sărace cu 6—10% Cu, şi cu recuperări de 7—12%.

La sulfurarea şi flotaţia în mai multe trepte, la un consum total de 3 500 g/t SNa_2, concentratele de carbonaţi au un conţinut de 14—15% Cu, la recuperări de 36—37%.

Prin cumularea concentratului de sulfuri care conţine circa 33—35% Cu, cu concentratul de carbonaţi obţinut după sulfurare în trei trepte, se obţine un produs cu un conţinut mediu de 20% Cu, care are o recuperare totală în cupru de 72—74%. Sterilele finale mai conţin circa 0,6—0,7% Cu.

4. Metoda combinată Mostovici

Metoda combinată de prelucrare a oxizilor de cupru constă, după cum am mai spus, din tratarea minereului măcinat cu acid sulfuric în agitatoare, cementarea cuprului din soluţie cu ajutorul fierului şi flotaţia grăunţilor de cupru cementat.

În cazul cînd în minereu se găsesc şi sulfuri de cupru, procedeul se poate aplica fie asupra sterilului de la flotaţia sulfurilor, fie asupra minereului brut, în care caz o dată cu flotarea cuprului cementat se flotează şi sulfurile. În cazul minereului examinat s-au aplicat ambele procedee, urmărind stabilirea tehnologiei celei mai adecvate prelucrării acestui minereu.

Dat fiind caracterul mai special şi mai puţin cunoscut al metodei combinate de valorificare a minereurilor oxidice cuprifere, vom da pentru această metodă mai multe detalii tehnologice asupra încercărilor executate, precum şi a fluxurilor şi rezultatelor optime determinate în cazul aplicării sale la minereul în cauză.

a) Cercetări de recuperare a cuprului după flotaţia sulfurilor

Cu sterilul obţinut după flotaţia sulfurilor, în condiţiile optime arătate anterior, s-au executat cercetări pentru stabilirea regimului optim de dizolvare a minereurilor oxidice de cupru nerecuperate.

S-a studiat influenţa următorilor parametri :

— raportul L : S al tulburelii ;

— concentraţia de acid în tulbureală ;

— durata de agitare cu acid.

În urma încercărilor s-a constatat că :

— cantitatea de cupru dizolvată creşte cu concentraţia în acid a tulburelii, dacă celelalte condiţii de lucru rămîn constante ;

— prelungirea duratei de agitare peste 30 minute are influenţă redusă ;

— raportul L : S mai mare (1,5 : 1), ceea ce înseamnă de fapt o cantitate mai mare de acid, la aceeaşi concentraţie, are un efect mai favorabil asupra dizolvării, decît o diluţie mai mică ;

— executarea operaţiei de dizolvare în două trepte micşorează sensibil consumurile de acid sulfuric (cu 30—40%).

Rezultatele cele mai bune s-au obţinut executînd operaţia de dizolvare în două trepte, cu un consum de 46 kg/t acid sulfuric la fiecare treaptă şi un timp de condiţionare total de 60 minute (30 minute la fiecare treaptă).

În aceste condiţii se obţin următoarele rezultate :

— sterilele de la dizolvare mai conţin aproximativ 0,2% Cu ;

— cuprul extras prin leşiere reprezintă aproximativ 60% din cuprul total ;

— recuperarea totală de cupru prin flotaţia sulfurilor şi dizolvarea carbonaţilor este de 92%.

Recuperarea cuprului din tulbureala de minereu în care s-a dizolvat se face prin cementarea lui cu fier şi apoi flotaţia grăunţilor de cupru formaţi. Cementarea se face în acelaşi mediu acid în care se face dizolvarea.

La încercări s-a utilizat fier chimic pur, în pulbere (ferum reductum) în cantităţi variabile, între 50—100 g/t durata de condiţionare cu fier fiind 3 minute.

Întrucît la dizolvare *p*H-ul tulburelii ajunge pînă la *p*H=1 iar pentru flotaţie este necesar un mediu mai puţin acid (*p*H = 4,5—4,7) este necesară neutralizarea în parte a acidului rămas. Parţial această aciditate se neutralizează prin reacţiile acidului cu excesul de fier rămas prezent în tulbureală, iar restul se realizează prin adăugarea de hidroxid de sodiu. Menţinînd *p*H-ul pentru flotaţie între limitele 4,5 şi 4,7 consumul de hidroxid de sodiu depinde de cantitatea de fier adăugată.

Ca reactivi pentru flotaţia cuprului cementat s-au folosit xantatul butilic de potasiu şi uleiul de pin. Încercările de folosire a dixantogenatului butilic de potasiu nu au dat rezultate, probabil din cauza calităţii necorespunzătoare a reactivului avut la dispoziţie. Rezultatele cele mai bune s-au obţinut folosind 50—100 kg/t Fe, 12,25 kg/t NaOH, 1 kg/t xantat butilic de potasiu şi 90 g/t ulei de pin. Consumurile de Fe şi NaOH sînt în raport invers (dacă se dă mai mult fier scade consumul de hidroxid).

Cercetările au dus la următoarele concluzii :

— prin flotaţie se extrage aproape în întregime cuprul cementat, conţinuturile sterilelor (0,20—0,21% Cu) şi valorile extracţiilor în metal (61%) fiind de acelaşi ordin de mărime ca şi în cazul dizolvării ;

— recuperarea totală obţinută prin flotaţia sulfurilor şi a cuprului cementat este 92—93% ;

— concentratul de cupru cementat are conţinuturi relativ reduse, de 10—12% Cu. Prin reflotări în flux continuu aceste conţinuturi vor putea fi mult îmbunătăţite ;

— conţinutul concentratelor de sulfuri în amestec cu carbonaţi este de 13—15% Cu.

b) Cercetări de recuperare a cuprului prin dizolvare — cementare direct din minereul brut

Pentru a simplifica procedeul, prin eliminarea operaţiei de îngroşare între flotaţia sulfurilor şi dizolvare ca şi a unei faze de flotaţie s-a încercat executarea în primul rînd a dizolvării şi cementării cuprului şi apoi flotaţia concomitentă a sulfurilor şi cuprului cementat. Metoda de lucru a fost următoarea:

— minereul s-a măcinat umed la 0,15 mm şi tulbureala a fost adusă la diluţia 1,5 : 1;

— la această diluţie s-a făcut dizolvarea prin agitare cu 92 kg/t H_2SO_4, timp de 60 minute;

— după dizolvare tulbureala a fost trecută în celula de flotaţie şi adusă la diluţia 3 : 1, adăugîndu-se şi fierul necesar în două trepte: 75% în prima treaptă, 25% în a doua treaptă;

— după 3 minute de condiţionare cu fierul, s-a adăugat hidroxidul de sodiu necesar pentru realizarea unui mediu cu un $pH = 4,5—4,7$;

— s-au adăugat reactivi de flotaţie (xantatul butilic de potasiu şi uleiul de pin), care s-au condiţionat timp de 3 minute după care s-a flotat concentratul de sulfură şi cupru cementat.

Condiţiile de dizolvare şi cementare optime determinate pentru această linie au coincis cu cele arătate mai sus pentru cazul cînd se tratează sterilul de la flotaţia sulfurilor, ceea ce arată că prezenţa acestora în timpul dizolvării şi cementării nu influenţează procesul.

S-au obţinut concentrate totale (sulfuri de cupru şi cupru cimentat) cu conţinuturi de 11—12% Cu, recuperările totale fiind de 92—93%. Sterilele conţin 0,21 Cu. Prin reflotare în flux continuu, conţinutul concentratului poate fi îmbunătăţit. În laborator nu s-au făcut aceste reflotări, cantităţile de concentrate obţinute fiind foarte mici.

În concluzie, indiferent care variantă a procedeului Mostovici se utilizează, rezultatele sînt net superioare celor obţinute prin oricare din metodele de preparare clasică. În tabela 2 sînt date comparativ rezultatele obţinute la fiecare din liniile experimentate. Se constată că recuperările realizate prin procedeul Mostovici sînt mai ridicate cu circa 20 puncte decît în cazul celor mai bune rezultate obţinute prin celelalte metode. Singura obiecţiune ce s-ar putea aduce procedeului Mostovici ar fi consumul destul de ridicat de acid sulfuric necesar carbonaţilor în laborator. Trebuie însă subliniat faptul că prin lucrul în circuit închis, recircuitîndu-se soluţiile de acid sulfuric, consumul de acest reactiv va putea scădea în mod sensibil.

Din aceste motive schema de valorificare ce se consideră cea mai potrivită este cea prezentată în figura 1 şi ea reprezintă în esenţă linia de dizolvare a carbonaţilor, cementarea şi flotaţia colectivă a sulfurilor şi carbonaţilor. Ca o variantă este introducerea unei maşini de zeţaj de frecvenţă înaltă în circuitul de măcinare, pentru a recupera o parte din mineralele grele, care se eliberează la dimensiuni mai mari.

Dacă în cursul exploatării mai în adîncime a zăcămîntului zona de carbonaţi dispare, aceştia fiind înlocuiţi de sulfuri, fluxul tehnologic se simplifică, scoţîndu-se utilajele pentru tratarea cu acid (agitatoare, îngroşătoare).

Trebuie subliniat faptul că, dat fiind conţinutul destul de ridicat de cupru al minereului (2,7%), valorificarea sa reprezintă interes, chiar la un volum mic de rezerve cu indici tehnologici ridicaţi şi cu o tehnologie relativ simplă.

În afară de aceasta trebuie subliniat faptul că tehnologia de valorificare a minereurilor de cupru oxidate după procedeul Mostovici, experimentată de către ICEMIN poate prezenta interes şi în rezolvarea altor probleme similare, în cazul cînd se vor descoperi noi zăcăminte oxidate de cupru. De asemenea ea ar putea să dea rezultate şi în alte cazuri mai speciale cum ar fi de exemplu: înlocuirea hidrometalurgiei la valorificarea cuprului din clincherele cuptoarelor Wältz.

◆

Criterii de apreciere economică privind aplicarea preparării minereurilor*

Stelian Bojin și Teodor Popa

Problema stabilirii criteriilor de apreciere economică a rezultatelor obținute prin aplicarea procedeelor de preparare mecanică și a influenței variației acestora asupra indicilor economici finali de elaborare a metalelor în cadrul proceselor metalurgice, constituie o preocupare permanentă pentru tehnicienii și economiștii care lucrează în acest domeniu.

În această direcție au apărut numeroase studii și propuneri însă pînă în prezent nu au fost stabilite criterii general acceptate, întrucît unele dintre propuneri se opresc la nivelul operațiilor de preparare mecanică, iar altele, la care s-a căutat includerea tuturor fazelor de prelucrare, au de multe ori, fie un caracter enunțiativ, fie prea abstract pentru a putea face posibilă aplicarea lor în practica industrială.

Sînt de semnalat, în această privință, studiile făcute de R. Duval, M. Leveau, P. Seyer, Gh. Vanci ș.a.

R. Duval [1], [2], [3], care s-a ocupat de problema controlului și urmăririi indicilor optimi în operațiile de preparare, folosind în acest scop calculele statistice, s-a oprit în ceea ce privește concluziile economice, exclusiv la efectele preparării asupra beneficiilor, mod de tratare specific economiei capitaliste.

M. Leveau [4], deși încearcă să urmărească efectul operațiilor de preparare, asupra costului metalului extras în operațiile metalurgice, se menține în cadrul unor enunțuri și propuneri cu valoare practică discutabilă.

P. Sayer [5], [6], ca și R. Duval aduc contribuții importante la stabilirea criteriilor de apreciere a condițiilor optime de funcționare a instalațiilor de preparare și la calculul efectelor economice produse de variația diverșilor indici, prin introducerea noțiunii de randament economic.

Pentru aprecierea corespunzătoare a noului criteriu propus, ar trebui însă să dispunem fie de anumiți termeni de comparație, fie de anumite rezultate concrete care să indice efectele economice ale folosirii acestui criteriu în practica industrială.

Gh. Vanci [7] enunță problema corelației care ar trebui să existe la aprecierea efectelor economice ale operațiilor de preparare, între diferiții indici tehnologici ai preparării și prelucrării metalurgice pe de o parte și prețul de cost minim al metalului pe de altă parte. Ar fi fost însă util să se stabilească legea generală de variație a prețului de cost a metalului produs, în funcție de parametrii tehnologici, pentru ca aprecierile făcute să aibă un caracter aplicativ.

★

Ținînd seamă de stadiul actual al problemei menționate, autorii articolului de față au încercat să determine matematic, folosind și o construcție grafică adecvată, un criteriu practic pentru alegerea condițiilor economice optime de preparare a minereurilor.

În acest scop au fost folosite următoarele definiții și notații:

A este cantitatea de minereu extrasă prin operațiile miniere și supusă preparării, t;

C — cantitatea de concentrat obținută prin operațiile de preparare mecanică, t;

a — conținutul mediu al minereului, exprimat în kilograme de element util pe tonă de minereu brut supus preparării, kg/t;

c — conținutul mediu în elementul util al concentratului, kg/t;

$i = \frac{c}{a}$ — gradul de îmbogățire realizat prin preparare;

$v = \frac{C}{A}$ — coeficientul de extracție în greutate a concentratului (coeficientul de reducere a masei miniere);

$m = v \cdot i$ — coeficientul de extracție a metalului în concentrat;

ρ — coeficientul de extracție a metalului la prelucrarea metalurgică;

$M = C \cdot c \cdot \rho$ — cantitatea de metal finit, rezultată la prelucrarea metalurgică, kg;

P_A — prețul de cost al extracției miniere, al transportului și preparării mecanice a minereului brut, lei/t;

---

* Se supune discuției.

P_M — prețul de cost al transportului și prelucrării metalurgice a concentratului, lei/t;

P — prețul de cost al metalului finit, lei/kg.

Relația de bază de la care se pleacă este următoarea:

$$MP = AP_A + CP_M \qquad (1)$$

Înlocuind în relația de bază (1) diferiții parametri, obținem:

$$\rho aiv\, AP = AP_A + Av\, P_M \qquad (2)$$

Pentru o tonă de minereu, relația (2) devine:

$$\rho aiv\, P = P_A + vP_M \qquad (3)$$

sau:

$$P = \frac{P_A + vP_M}{\rho aiv} \qquad (4)$$

Obiectivul principal al aplicării operațiilor de preparare mecanică este tocmai reducerea prețului P prin găsirea valorilor optime ale lui i și v (în afară de alte considerații de ordin pur tehnologic, cum ar fi asigurarea posibilității de aplicare a unui anumit procedeu metalurgic etc.).

Extracția și prelucrarea minereului trebuie să decurgă în așa fel, încît prețul de cost P al metalului finit să fie minim.

În expresia (4) deoarece apar două prețuri care afectează valoarea produsului finit, este utilă exprimarea costului prelucrării metalurgice în unități de preț al extracției și concentrării:

$$\frac{P_M}{P_A} = K \qquad (5)$$

În aceste condiții relația (4) devine:

$$P = \frac{P_A + vKP_A}{\rho aiv} = \frac{P_A(1 + vK)}{\rho aiv}. \qquad (6)$$

Avînd în vedere faptul că prețul P_A și conținutul a pot fi considerate constante pentru o exploatare minieră dată și un procedeu de preparare dat, ținînd seama de faptul că randamentul de extracție metalurgică ρ este constant — întrucît variază în general în limite foarte strînse — și considerînd că prețul de cost al extracției metalurgice P_M este constant pentru procedeul metalurgic dat, relația (6) poate fi scrisă în felul următor:

$$P = \frac{P_A}{\rho a}\left[\frac{1 + vK}{iv}\right]. \qquad (7)$$

Din relația (7) se vede că, din punct de vedere economic, problema care se pune este aceea a găsirii valorilor i și v care fac prețul de cost P minim, adică tocmai a stabilirii parametrilor tehnologici de preparare i și v optimi din punct de vedere economic.

Din punct de vedere fizic, optimul este realizat de următoarele condiții limită:

$$iv = 1 \qquad (8)$$

Din relația (7) se poate deduce că prețul de cost minim corespunde cu minimul expresiei:

$$\Delta = \frac{1 + Kv}{iv} \qquad (9)$$

Această expresie o vom denumi criteriul Δ. Criteriul Δ este un număr fără dimensiuni.

Din interpretarea relației (9) se poate constata că optimul economic corespunde unei extracții de metal ($iv = m$) maxime și unei extracții în greutate (v) minime, cu toate consecințele care decurg din această deducție, adică: dintre două procedee sau variante de lucru, la extracții în greutate egale, se preferă varianta cu extracția în metal maximă, sau în cazul realizării aceleiași extracții în metal, trebuie preferată varianta care indică extracția în greutate minimă.

Din cele de mai sus se poate deduce că, spre deosebire de ceea ce consideră R. Duval [1], la controlul funcționării unei instalații de preparare, importante de urmărit sînt atît m cît și v.

În cele ce urmează, ne propunem să estimăm cantitativ economicitatea aplicării unui procedeu de preparare, în funcție de performanțele tehnologice i și v și de raportul K, în ipoteza unei integrări a tuturor fazelor de prelucrare, de la exploatare minieră, pînă la extracție metalurgică.

★

Alegerea variantei optime de prelucrare a unui minereu dat, necesită în general efectuarea numeroaselor calcule economice, din care se alege apoi varianta optimă. Întrucît de obicei se calculează numai un număr limitat de variante, optimul ales s-ar putea să nu corespundă optimului economic, ci variantei celei mai favorabile dintre variantele calculate.

Prin metoda preconizată în prezentul studiu, calculul variantelor economice și alegerea variantei optime, se reduce la stabilirea variației criteriului Δ în cazul dat și determinarea valorii sale minime, care coincide cu un preț de cost minim.

Această metodă face posibilă aprecierea pe cale directă a efectelor economice pe care le pot aduce performanțele tehnologice de preparare, obținute în cursul experimentărilor la diferite faze (laborator, pilot etc.) sau în cazul aplicării acestora în industrie.

Deoarece calculul numeric al variației criteriului Δ nu oferă posibilitatea de apreciere lesnicioasă a întregului domeniu explorat experimental, am preconizat o metodă grafică prin care se obțin direct valori de comparație.

Valoarea criteriului Δ fiind o funcție de trei mărimi (i și v parametrii tehnologici, iar K parametrul economic), este posibilă reprezentarea ei în plan, într-o diagramă dublă, Δ rezultînd prin însumarea a doi termeni din două grafice alăturate.

Expresia (9) poate fi scrisă ca sumă de doi termeni, care au ca variabilă comună pe i și anume:

$$\Delta = \frac{1+Kv}{iv} = \frac{1}{iv} + \frac{Kv}{iv} = \frac{1}{iv} + \frac{K}{i} = \frac{1}{i}\left[\frac{1}{v} + K\right] \quad (10)$$

Termenul $\frac{1}{iv}$ a fost reprezentat separat în funcție de i cu v ca parametru în cadranul inferior, iar termenul $\frac{K}{i}$ în funcție de i, cu K drept parametru, în cadranul superior.

În reprezentarea grafică din figura 1, domeniul de existență al cuplului de valori $\frac{1}{iv}$ și i, se află sub dreapta $\frac{1}{iv} = 1$, pentru că aceasta corespunde coeficientului ideal de extracție a metalului în concentrat.

Pentru un raport K_i dat și pentru un cuplu de valori i_i și v_i date, poate fi reprezentat în cadranul inferior punctul I, care are ca abscisă valoarea i_i dată și ca ordonată intersecția perpendicularei coborîte din i_i, cu curba de parametru v_i. Ordonata punctului I astfel obținut, este tocmai termenul $\frac{1}{iv}$ din relația (10).

Punctul II, corespunzător intersecției perpendicularei din i_i cu curba K_i din cadranul superior, are ca ordonată termenul $\frac{K}{i}$ din relația (10).

Rezultă deci că distanța $I-II$, reprezintă tocmai valoarea criteriului Δ, conform relației (10).

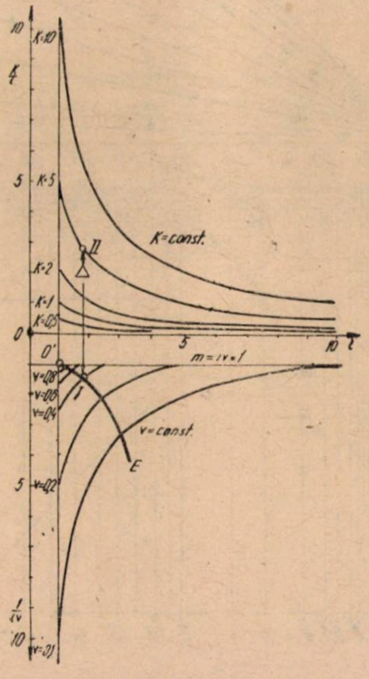


Fig. 1

Prețul de cost al metalului finit, poate fi aflat apoi cu ușurință, prin aplicarea relației (7).

Întrucît din determinările experimentale efectuate asupra unui minereu dat, rezultă mai multe cupluri de valori i și v, în funcție de variantele de lucru aplicate, pe baza lor poate fi trasată curba E reprezentată în figura 1.

Condiția optimă poate fi stabilită pe grafic, deplasînd o riglă, paralel cu axa ordonată, pînă cînd se determină valorile i și v, care corespund distanței minime dintre curba E și curba K, corespunzătoare prețului convențional, calculat conform relației (5). Distanței minime îi corespund valorile i și v optime din punct de vedere economic, pentru procesul de preparare luat în considerare.

Graficul prezentat în figura 1 permite calcularea rapidă a prețului metalului finit, în diferite variante ale raportului K. Totodată el permite să se facă cu ușurință evaluarea economică a diferitelor variante de preparare propuse, întrucît calculul economic pentru fiecare variantă se reduce la determinarea lui Δ minim.

★

Una dintre condițiile economice limită corespunde unui preț al produsului final, cel mult egal cu prețul care s-ar realiza fără preparare mecanică. În această situație, ținînd seama de faptul că i și v sînt egali cu unitatea, masa minieră intrînd direct la prelucrarea metalurgică, valoarea criteriului Δ devine:

$$\Delta_0 = \frac{1}{i}\left[\frac{1}{v} + K\right] = 1 + K \qquad (12)$$

O altă condiție limită economică corespunde cazului cînd $P_M = 0$, deci $K = 0$ și $iv = 1$; în acest caz criteriul Δ devine:

$$\Delta = \frac{1}{iv} = 1 \qquad (13)$$

Cuplurile de valori i și v din care rezultă valori ale lui Δ mai mari decît 1 și mai mici decît $1 + K$, reprezintă condiții de preparare justificate din punct de vedere economic.

În cazul în care criteriul Δ rezultat, este mai mare decît $1 + K$, prepararea mecanică nu este justificată din punct de vedere economic și ea poate fi menținută sau introdusă, numai din anumite considerații tehnologice, sau de conjunctură, cum ar fi: urgența livrării unui metal, mărirea capacităților metalurgice, livrarea unei anumite calități de concentrat, reclamată de procedee metalurgice pentru care s-au făcut investiții importante etc.

Graficul din figura 1 permite și în astfel de cazuri determinarea condițiilor optime particulare, corespunzătoare lui Δ minim.

Analiza diferenței:

$$\Delta - (1 + K) = \delta \qquad (14)$$

permite să facem unele observații importante privitoare la oportunitatea introducerii operațiilor de preparare, în procesele de valorificare a substanțelor minerale utile și anume:

1. Dacă la stabilirea raportului K, în valoarea lui P_A, este inclus și costul preparării tonei de minereu și dacă valoarea δ rezultată din relația (14) este negativă, valoarea absolută a acestui δ reprezintă tocmai avantajul economic adus de preparare.

Prețul de cost al produsului metalurgic final scade în acest caz datorită preparării cu valoarea:

$$p = \frac{P_A}{\rho a}\,\delta. \qquad (15)$$

2. Dacă δ este pozitiv, expresia (14) dă creșterea prețului de cost al produsului metalurgic final, prin introducerea procesului de preparare, creștere care nu poate fi justificată, așa după cum s-a amintit, decît de considerații tehnologice și de conjunctură.

3. Dacă la stabilirea raportului K, în valoarea lui P_A nu s-a inclus prețul de cost al preparării minereului, atunci cînd valoarea δ este negativă, ea reprezintă prețul de cost maxim pe care-l poate atinge operația de preparare în condițiile unei valorificări economice. Acest preț de cost al preparării se referă la tona de minereu brut, nu la tona de concentrat.

Pentru trierea ușoară sub aspect economic a variantelor de preparare posibile de aplicat, poate fi utilizată reprezentarea grafică a condițiilor limită, deduse din relația (12).

În figura 2 sînt reprezentate curbele de variație ale lui v în raport cu i, pentru diferite valori ale lui K, așa cum rezultă ele din relația de mai jos, stabilită ca expresia limită din relația (12):

$$v = \frac{1}{(1+K)\,i - K} \qquad (16)$$

În figura 2 a fost trasată și curba ideală corespunzătoare valorilor $iv = 1$ și $K = 0$.

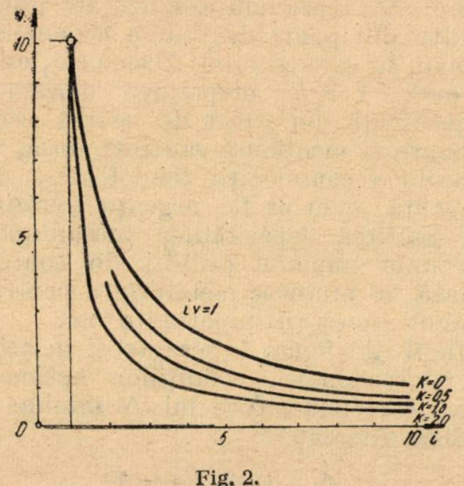


Fig. 2.

Cuplurile de valori i și v, rezultate în cursul experimentărilor, sau cu ocazia controlului instalațiilor de preparare, se găsesc sub această curbă ideală. Punctele corespunzătoare coordonatelor i și v, situate între curba ideală și curba de parametru K dat, reprezintă variante de preparare, justificate sub aspect economic, iar cele sub curba K dată, reprezintă variante nejustificate din punct de vedere economic, pentru structura dată de prețuri care determină pe K, dar care ar putea fi adoptate din considerații de ordin tehnologic sau de conjunctură.

Din examinarea relației (10) se poate deduce că trasarea curbelor poate fi mult simplificată dacă se adoptă o schimbare de variabilă și anume în loc de i, să se folosească variabila $\frac{1}{i}$.

În acest caz curbele $v =$ constant și curbele $K =$ constant din figura 1, devin drepte convergente în 0.

În figura 3 au fost reprezentate aceleași mărimi ca în figura 1, însă exprimate în funcție de variabila $\frac{1}{i}$.

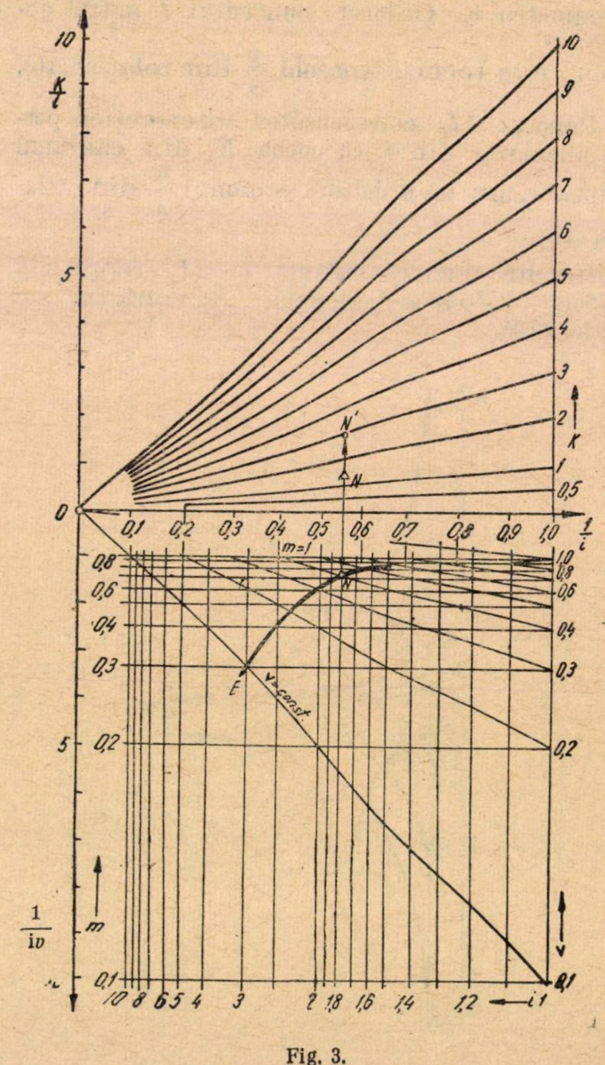


Fig. 3.

Din figura 3 rezultă clar modul de trasare a nomogramei.

Fasciculul de drepte K=constant, se obține unind originea 0, cu punctele avînd abscisa $\frac{1}{i} = 1$ și ordonatele $\frac{K}{i}$ egale cu 1,2, 3, ... fiecare valoare K notîndu-se în dreptul dreptei la care se referă.

Fasciculul de drepte v = constant, se obține unind originea 0, cu punctele avînd abscisa $\frac{1}{i} = 1$ și ordonatele egale cu $\frac{1}{v}$.

Valoarea v = constant, se va nota în dreptul dreptei respective.

În legătură cu reprezentarea grafică din figura 3, sînt de făcut următoarele observații:

— dreptele orizontale din cadranul inferior sînt drepte cu coeficient de extracție a metalului în concentrat constant;

— dreptele corespunzînd unei anumite valori m = constant se notează cu valoarea m respectivă și sînt situate la distanța $\frac{1}{m}$ sub axa absciselor;

— dreptele verticale din cadranul inferior sînt drepte cu coeficient de îmbogățire constant;

— dreptele corespunzînd unei anumite valori i = constant se notează cu valoarea i respectivă și sînt situate la distanța $\frac{1}{i}$ de axa ordonatelor.

Pentru obținerea unui grafic corect, este necesar să se ia pentru ordonatele i, v și K aceeași scară.

La fel ca în cazul reprezentării grafice din figura 1, punctele corespunzătoare valorilor i și v se trec pe grafic la intersecția perpendicularei coborîte din abscisa $\frac{1}{i}$, pînă la intersecția dreptei de parametru K corespunzător, sau folosind unul din cuplurile de valori m, v sau m, i căci în grafic sînt reprezentate parametric și dreptele corespunzătoare lui m = constant, v = constant și i = constant.

Pentru condițiile de preparare caracteristice punctului N, prețul de cost al metalului finit, obținut pe calea metalurgică, este dat de relația:

$$P = \frac{p_A}{\rho a} \Delta_N. \qquad (17)$$

În relația (17) de mai sus, Δ_M este distanța pe verticală, dintre punctul N și punctul N' aflat pe dreapta ce are ca parametru în exemplul nostru K = 3.

Dacă dispunem de mai multe perechi de valori i și v, stabilite în cazul unui anumit procedeu de preparare, în diferite variante de lucru, se poate trasa curba E, prin unirea punctelor reprezentate la fel ca în cazul punctului N, iar valoarea optimă a parametrilor tehnologici i și v, rezultă determinînd pe curba E, punctul cel mai apropiat pe verticală, de dreapta cu parametrul K dat.

★

Reprezentarea grafică preconizată permite interpretarea comodă a complexului de consecințe tehnologice și economice ale unui proces de preparare.

Pentru ilustrarea utilității reprezentării grafice a performanțelor tehnologice de preparare, în probleme de decizie tehnică și economică, este necesar să precizăm de la început domeniul în care trebuie să se situeze performanțele tehnologice de preparare, în funcție de unele limite fizice, economice și de gabarit.

Pentru ilustrarea limitărilor fizice, economice și de gabarit, am reprodus simplificat în figura 4 reprezentarea grafică din figura 3.

A. Limitele fizice sînt:

a) coeficientul de extracție al elementului util în concentrat cu valoarea maximă 1, adică dreapta orizontală cu $m = iv = 1$ din figurile 3 și 4;

b) coeficientul de îmbogățire minim $i = 1$, adică punctul O′ din figurile 3 și 4;

c) coeficientul de îmbogățire maxim așa cum rezultă din relația (8).

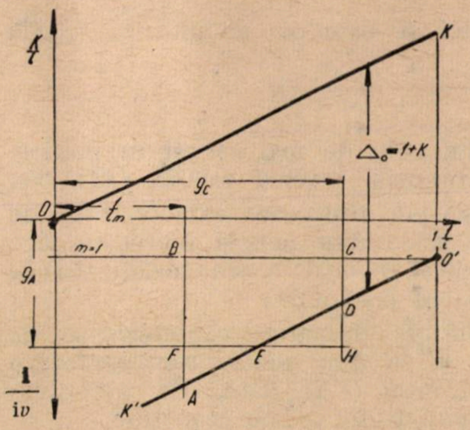


Fig. 4

B. Limitele de gabarit sînt determinate de rezervele de substanțe minerale, de capacitățile exploatărilor miniere, de capacitatea instalației de preparare și de capacitatea instalațiilor metalurgice. Aceste limite sînt:

a. Gabaritul minier și de preparare definit ca mai jos:

$$G_A = \frac{1}{iv\rho a} = \frac{1}{\rho a} \cdot \frac{1}{iv} = \frac{1}{\rho a} \cdot g_A. \qquad (18)$$

El reprezintă cantitatea de minereu brut, sau capacitatea de preparare necesară pentru obținerea unui kg produs metalurgic final. Gabaritul minier și de preparare este proporțional cu gabaritul specific minier g_A și este reprezentat de dreapta FE din figura 4.

b. Gabaritul metalurgic definit după cum urmează :

$$G_M = G_A \cdot v = \frac{v}{iv\rho a} = \frac{1}{\rho a} \cdot \frac{1}{i} = \frac{1}{\rho a} \cdot g_C. \quad (19)$$

El reprezintă cantitatea de concentrat sau capacitatea metalurgică necesară pentru a obține 1 kg produs metalurgic final. Gabaritul metalurgic este proporțional cu gabaritul specific metalurgic g_C și este reprezentat de dreapta *CD* din figura 4.

Gabaritele specifice, minier și metalurgic, reprezintă cantitatea de minereu respectiv de concentrat, necesare obținerii cantității de *a* kg produs metalurgic final, în ipoteza $\rho = 1$.

C. *Limita economică* de preparare corespunde unui preț de cost al produsului metalurgic, egal cu prețul obținut prin prelucrare metalurgică directă a minereului, fără preparare. Prețul de cost al produsului metalurgic este caracterizat în acest caz de valoarea criteriului $\Delta_0 = 1 + K$, conform relațiilor (7) și (9) căci $i = 1$, $v = 1$ și $m = 1$.

Se observă în figura 4 că pentru o valoare *K* dată, toate punctele situate pe dreapta *O'K'* satisfac relația $\Delta_0 = 1 + K$, căci dreapta *O'K'* este paralelă cu dreapta *OK* și este situată la distanța pe ordonată $\Delta_0 = 1 + K$, prin construcție.

Valoarea lui *K* este cea definită în relația (5) adică :

$$K = \frac{p_M}{p_A}$$

Rezultă din cele de mai sus și în conformitate cu discuția privind relația (14) că :

— procesele de preparare caracterizate de valorile *i* și *v*, ce dau puncte reprezentative deasupra dreptei *O'K'* date, sînt justificate din punct de vedere economic :

— procesele de preparare caracterizate de valorile *i* și *v*, ce dau puncte reprezentative dedesubtul dreptei *O'K'* date, nu sînt justificate din punct de vedere economic.

★

Ținînd seama de limitările fizice, de gabarit și economice, arătate mai sus, rezultă următoarele :

a) în cazul unor rezerve miniere, capacități de preparare și capacități metalurgice practic nelimitate, procesele de preparare posibile sînt reprezentate în figura 4 de puncte situate obligatoriu sub dreapta $m = 1$ și după dreapta de abscisă $\frac{1}{i_m}$;

b) în ipotezele de mai sus, procesele economice de preparare sînt reprezentate, în plus față de limitările arătate mai sus, de puncte situate deasupra dreptei *O'K'*, deci situate în triunghiul *O'BA* din figura 4 ;

c) în ipoteza limitării gabaritului specific metalurgic la valoarea de maximum g_C, procesele de preparare posibile sînt reprezentate de puncte situate în aria limitată de abscisele $\frac{1}{i_m}$ și g_C și sub dreapta cu ordonata $m = 1$;

d) în ipoteza precedentă, procesele economice de preparare sînt reprezentate de puncte situate între aceleași limite, dar deasupra dreptei *O'K'*, adică în trapezul *BADC* din figura 4 ;

e) în ipoteza limitării gabaritului specific minier sau de preparare, la valoarea de maximum g_A, procesele de preparare posibile sînt reprezentate de puncte situate la dreapta abscisei $\frac{1}{i_m}$, pînă la abscisa $\frac{1}{i} = 1$, sub dreapta $m = 1$ și deasupra dreptei g_A ;

f) în ipoteza de mai sus, procesele economice de preparare sînt reprezentate de puncte situate între aceleași limite, dar deasupra dreptei *O'K'* date, deci în trapezul *BO'EF* din figura 4 ;

g) în ipoteza limitării gabaritelor specifice miniere și metalurgice la valorile g_A, respectiv g_C, procesele de preparare posibile sînt reprezentate de puncte situate în dreptunghiul limitat de drepte cu abscisele $\frac{1}{i_m}$ și g_C și de dreptele cu ordonatele $m = 1$ și g_A, deci în dreptunghiul *BCHF* din figura 4 ;

h) în ipotezele de mai sus, procesele de preparare economice, sînt reprezentate de puncte situate în interiorul dreptunghiului *BCHF* din cazul precedent, cu limitarea suplimentară că trebuie să se găsească deasupra dreptei *O'K'* date, deci în interiorul poligonului *BCDEF* din figura 4.

Pentru analizarea implicațiilor tehnice și economice ale unui anumit procedeu de preparare, explorat pe mai multe variante, s-a reprezentat schematic în figura 5 nomograma din figura 3 și s-a trasat curba *E*, care unește puncte avînd drept coordonate valori *v* și *i*, respectiv *i* și *m*, sau *v* și *m*, presupuse cu titlu de exemplu, rezultate din determinări experimentale.

Pentru simplificare, presupunem că nu există limitări de gabarite.

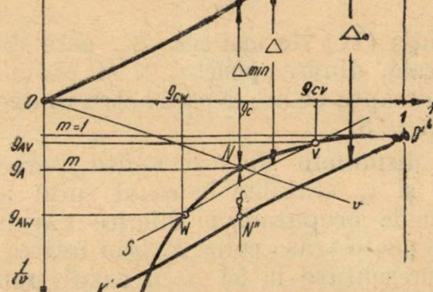


Fig. 5.

Din interpretarea reprezentării grafice din figura 5 pe baza definiției (5) și a relațiilor (7), (9) și (17), rezultă :

1. Minimul prețului de cost al produsului metalurgic final, pentru o valoare dată a lui K, corespunde coordonatelor tehnologice i, m și v, definite de punctul N situat la distanța minimă pe verticală Δ_{min} de dreapta cu parametrul K dat. Prețul de cost al produsului metalurgic final se calculează din relațiile (7) și (9) sau (17).

2. Avantajul economic al procesului de preparare se calculează din relația (15), în care mărimea δ din discuția relației (14), este tocmai segmentul NN'' din figura 5. Dacă în valoarea lui P_A din relația (5) de calculare a lui K, nu este inclus prețul de cost al preparării diferența $\delta = NN''$ din figura 5, permite calcularea, din relația (15), a prețului de cost maxim admisibil al procesului de preparare.

3. Punctele situate pe o dreaptă paralelă cu dreapta $O'K'$, determinată de parametrul K dat, reprezintă variante de preparare care duc la același preț de cost al produsului metalurgic final. Punctele V și W situate pe dreapta S, paralelă cu dreptele OK și $O'K'$, reprezintă variante de preparare echivalente din punct de vedere economic, căci ambele puncte sînt caracterizate de aceeași valoare a lui Δ, deci ambele variante tehnologice de preparare duc la același preț de cost al produsului metalurgic final.

Variantele de preparare V și W, deși sînt echivalente ca preț de cost al produsului metalurgic final, alegerea uneia sau alteia din cele două variante, este determinată de observațiile :

— gabaritele miniere și de preparare, deci capacitățile respective necesare, sînt mai mari pentru varianta de preparare W decît pentru cazul reprezentat de varianta V;

— gabaritul metalurgic este mai mare pentru varianta de preparare reprezentată de V, decît pentru varianta reprezentată de W.

Din observațiile precedente rezultă că variantele de preparare V și W echivalente economic, se deosebesc prin investițiile necesare și anume : varianta de preparare reprezentată de W, necesită investiții mai mari pentru exploatarea minieră și instalațiile de preparare și investiții mai mici pentru instalațiile metalurgice.

4. Variantele de preparare, reprezentate prin puncte sau curbe situate sub dreapta $O'K'$ cu parametrul K dat, nu sînt justificate din punct de vedere economic, dar se utilizează din motive tehnologice.

În aceste cazuri, optimul economic se obține ca în cazurile precedente, căutînd parametrii tehnologici de preparare care dau puncte reprezentative cît mai apropiate pe verticală de dreapta OK dată.

5. Condițiile ideale de preparare corespund parametrilor $i = i_m$ și $iv = 1$ din relația (8). Aceste condiții ideale sînt reprezentate de punctul B din figura 4.

Dintre două variante de preparare, este mai favorabilă varianta reprezentată de un punct situat mai aproape de dreapta $m = 1$ deci mai sus, și mai aproape de i_m, deci mai la stînga, decît punctul ce reprezintă cealaltă variantă.

Considerentele expuse mai sus se referă la variante ale unui procedeu oarecare de preparare, caracterizat printr-un raport K dat și constant în intervalul explorat din punct de vedere tehnologic. Dacă se pune problema comparării variantelor corespunzătoare unor procedee diferite de preparare, cu costuri diferite, evident valorile lui K, definite ca raport $\frac{P_M}{P_A}$, vor fi diferite, căci în P_A este inclus și costul preparării tonei de minereu brut.

În cazul unor valori K diferite de la procedeu la procedeu, concluziile tehnologice, așa cum rezultă ele din reprezentarea punctelor caracteristice pe graficele din figurile 3, 4 sau 5, nu sînt afectate de valoarea lui K.

Pentru compararea din punct de vedere economic, în asemenea cazuri se calculează valoarea lui $K = \frac{P_M}{P_A}$, fără să se includă în P_A și costul preparării, în felul acesta K are aceeași valoare constantă, pentru toate procedeele și variantele încercate pe un anumit minereu și pentru un proces metalurgic dat, căci în aceste condiții P_A și P_M sînt constante în limitele investigației făcute.

Criteriile de comparație economică în acest caz sînt aceleași cu cele enunțate anterior, cu privire la un proces de preparare studiat în mai multe variante, cu deosebirea că în general interpretarea grafică se va baza simultan pe mai multe arce de curbe, sau pe un număr dat de puncte reprezentative, dintre care se alege optimul, adică Δ_{minim}, valoare cu care se calculează din relațiile (14) și (15) costul maxim admisibil pentru preparare :

$$p = \frac{P_A}{\rho a}\,\delta = \frac{P_A}{\rho a}\,(K + 1 - \Delta_{min})\,. \qquad (20)$$

Prețul de cost real al preparării se compară cu valoarea dată de relația (20), iar dacă prețul de cost real al preparării este mai mic decît cel calculat, procedeul și varianta aleasă sînt economice.

Alegerea procedeului și a variantei optime de preparare, poate fi făcută și prin trierea variantelor optime determinate pentru fiecare procedeu, comparația fiind făcută pe bază de prețuri de cost calculate pentru fiecare variantă optimă, cu valorile K și P_A caracteristice procedeului.

Dacă pentru prețuri de cost P_A și P_M nu există elemente suficiente pentru o determinare exactă, interpretarea grafică poate fi făcută cu uşurinţă, în cîteva variante acoperitoare sau limită pentru valoarea *K*.

☆

Reprezentarea grafică şi metoda de calcul preconizată mai sus oferă o sinteză cantitativă a criteriilor separate de apreciere a eficienţei metodelor de preparare.

Ele exprimă dependenţa dintre performanţele tehnologice şi cele economice ale preparării.

Relaţiile stabilite determină un optim economic, pornind de la date tehnologice de preparare, dar în acelaşi timp, în cazul unor condiţii economice impuse sau alese, determină performanţele tehnologice necesare de realizat în condiţiile date, deci orientează cercetările de preparare.

Interpretarea din punct de vedere tehnic şi economic a rezultatelor obţinute printr-un procedeu de preparare este mult facilitată de reprezentarea grafică preconizată.

Aceasta poate servi atît ca filtru selectiv în alegerea variantelor optime din diferite puncte de vedere, cît şi pentru orientarea cercetărilor de preparare şi a hotărîrilor privind investiţiile.

În metoda propusă sînt integraţi toţi factorii care determină costul unui produs metalurgic final de la exploatarea minieră pînă la extracţia metalurgică, urmărind un optim economic integrat, care trebuie să constituie criteriul de bază în alegerea unei variante de preparare.

Acest lucru poate fi de folos pentru cercetătorii din preparare, al căror efort se îndreaptă adeseori spre obţinerea unui concentrat. optim din punct de vedere tehnologic, fără a avea în vedere consecinţele economice care ar putea rezulta de aici asupra proceselor metalurgice.

Valabilitatea economică a concluziilor poate fi afectată evident, ca în cazul oricăror altei metode de calcul, de precizia cu care sînt determinate elementele economice, precum şi de precizia probării şi a determinărilor fizicochimice.

BIBLIOGRAFIE

[1] Duval, R.: *Concentraţia optimă care trebuie urmărită într-o instalaţie de preparare a minereurilor.* Anuales des Mines, **I**/1959.

[2] Duval, R.: *Consecinţele economice ale aplicării tehnicii preparării minereurilor şi studiul economic al afacerilor miniere.* Révue de l'industrie minerale **II**/1957.

[3] Duval, R.: *Controlul calităţii şi analiza statistică în prepararea minereurilor.* Annales des Mines **XI**/1957.

[4] Leveau, M.: *Studiul condiţiilor optime în activitatea instalaţiilor de concentrare a minereurilor.* Annales des Mines, **XII**/1857.

[5] Seyer, P. *Studiu asupra randamentului economic al concentrării minereurilor.* Révue de l'industrie minerale, **XI**/1953.

[6] Seyer, P.: *Consideraţii economice în operaţiile de preparare mecanică a minereurilor şi cărbunilor.* Révue de l'industrie minerale, **V**/1951

[7] Vanci, Gh.: *Procedee noi în tehnica preparării substanţelor minerale utile.* I.D.T. 1955, p. 106.

Orientări spre noi construcţii de găuri de sondă la forajul de adîncime din Valea Jiului*

Ing. S. Suciu

În perioada planului de şase ani, forajului de explorare cu sondeze i-au revenit sarcini mereu sporite pe care le-a realizat, reuşind a se impune ca o metodă de explorare rapidă şi economică, cu importante rezerve de îmbunătăţire, tehnică şi economică.

Directivele celui de-al III-lea Congres al Partidului prevăd că „dezvoltarea în următorii ani ai industriei şi a celorlalte sectoare cere un efort susţinut în domeniul cercetărilor geologice“, de asemenea, „se va introduce săparea sondelor cu diametre mici, se va extinde forajul cu turbina, precum şi alte metode noi care duc la creşterea vitezei medii de foraj şi la reducerea consumului de materiale“.

Prin ducerea la îndeplinire a sarcinilor prevăzute în Directivele planului de şase ani, randamentul instalaţiilor de foraj folosite va creşte continuu asigurînd creşterea productivităţii muncii.

La forajul de explorare prin sondeze, cu toate succesele obţinute în ultimii ani atît de către Comitetul geologic cît şi de către M.M.E.E. atenţia se îndreaptă în continuare asupra următoarelor obiective :

1. Reducerea manoperei şi a timpului de lucru, ca urmare a mecanizării sau automatizării unor operații în procesul de bază al producției sau în cel auxiliar.

---

* Se supune discuţiei.

2. Îmbunătățirea dotației tehnice și a tehnologiei procesului de bază al producției ca urmare a :

a) introducerii de utilaje cu parametri tehnici superiori : mărirea numărului de trepte și a vitezelor granicului, mărirea capacității de ridicare, asigurarea urmăririi continue a parametrilor regimului de foraj, mărirea înălțimii utile a turlelor, reducerea greutății prăjinilor de foraj prin folosirea de aliaje ușoare mărindu-se concomitent rezistența lor, utilizarea turboburului cu diametrul mic etc. ;

b) reducerii operațiilor auxiliare ca timp, astfel încît în balanța timpului de foraj, ponderea timpului de carotaj pe talpă să crească ;

c) simplificării procesului tehnologic prin eliminare, acolo unde este posibil, a diametrelor mari de foraj, și introducerea de noi construcții de găuri de sondă cu diametre mici, admise de condițiile de probare a zăcămîntului ;

d) perfecționării regimului de foraj, prin studierea și aplicarea și în forajul de explorare pentru substanțe minerale utile solide a regimurilor de foraj rapid ;

e) ridicării vitezei mecanice de foraj, prin folosirea și îmbunătățirea metodelor de dizlocare a rocilor cu eficiență maximă (diamante, alice de oțel și coroane cu rezistență mărită, capete carotiere insertate cu aliaje dure cu suprafețe mici de tăiere, capete autoascuțitoare, sape cu role etc.) ;

f) perfecționării metodelor și utilajelor pentru investigații complimentare în găuri de sondă (carotaj geofizic, ciupitoare de probe laterale cu diametre mici etc.) ;

g) îmbunătățirii sub aspect organizatoric a conducerii, executării și urmăririi procesului de producție, studierea și folosirea în acest domeniu al realizărilor din țară și din alte țări.

Realizarea în timp a acestor obiective va permite în continuare reducerea investigațiilor, care se fac pentru punerea în evidență a unei tone de rezervă.

În cele ce urmează se vor prezenta unele aspecte legate de orientarea spre noi construcții ale găurilor de sondă din bazinul carbonifer Valea Jiului.

Explorarea prin foraje a bazinului se face de mai bine de 10 ani prin lucrările executate de I.S.E.M., ISEDMIN, I.S.E.C., T.E.C., T.P.E.D.M.N., iar în prezent de către T.P.E.M., executîndu-se pînă în prezent peste 200 000 m de foraje. Lucrările au fost începute cu sondeze (KAM-500, UMT, Strungul), continuate apoi și cu instalații B-3 și sonde BU-40. În anul 1959 a început reutilarea forajelor noastre de explorare cu instalații moderne ZIF-650 și ZIF-1200 A.

Procesul de reutilare tehnică cu instalații moderne a fost încheiat în prima parte a anului 1962, cînd aceste utilaje au reprezentat deja majoritatea instalațiilor utilizate la forajul de adîncime. În anul 1963 ponderea timpurilor de instalații este următoarea :

Strungul (KAM 500), 1,3% ;
ZIF-650, 13,2% ;
Craelius B-3, 35,5% ;
ZIF-1200 A, 50,0%.

Paralel cu introducerea acestor instalații s-a trecut la folosirea generală a turlelor H-18 tip Ponomarenko și Efanov. Introducerea la toate forajele cu adîncime mai mare de 300 m a indicatoarelor hidraulice de greutate cu înregistrator, folosirea de prăjini grele $3^{1}/_{2}''$, $2^{7}/_{8}''$ și $2^{3}/_{8}''$.

Această reutilare s-a dovedit a fi oportună deoarece a permis creșterea vitezei mecanice față de anul 1957 astfel :

1957 — 100% ;
1958 — 111% ;
1959 — 122% ;
1960 — 126% ;
1961 — 135% ;
1962 — 147%,

fapt care a dus la creșterea eficienței economice, costul pe metru fizic scăzînd în modul următor :

1957 — 100% ;
1958 — 88,6% ;
1959 — 71,6% ;
1960 — 65,2% ;
1961 — 56,4%.

Prezentarea numai a creșterii vitezei mecanice și a reducerii costului pe metru liniar justifică întrutotul investițiile făcute în Valea Jiului pentru introducerea utilajelor moderne și arată că este necesar a se acorda o atenție deosebită și în viitor atît introducerii tehnicii noi cît mai ales studierii și experimentării organizate în procesul de producție a tehnologiei forajului cu sondeze.

I. Condiții geologice-tehnice

Bazinul carbonifer Valea Jiului este cel mai important din țara noastră, atît datorită rezervelor sale însemnate, cît și datorită calității cărbunelui — materie primă pentru producerea cocsului metalurgic.

Condițiile geologice impun forarea de găuri de sondă cu adîncimi finale în majoritatea lor cuprinse între 550 și 950 m, iar în ultimul timp adîncimea de 1 000 m va fi depășită la mai multe sonde.

Se carotează în trei orizonturi :

a) inferior (alcătuit din argile roșii, lateritice, gresii verzi-vîneții etc.) ;

b) mediu (avînd cantonate stratele de cărbune, precum și gresii, argile, marne etc.) ;

c) superior (alcătuit din conglomerate, gresii, argile etc.).

Se traversează în întregime prin carotaj orizontul superior și mediu, forajul oprindu-se după interceptarea orizontului inferior.

Cele două orizonturi, în care se carotează, conțin pachete de roci cu duritatea 3—8 (uneori chiar 9) care variază ca proporții pe întregul profil de gaură.

Cele mai mari greutăți în executarea normală a forajelor le produc marnele și argilele hidrofile, argile cu oglinzi de fricțiune și gresile slab cimentate, care dăunează stabilității pereților găurilor de sondă. (În ultimul timp, o dată cu începerea explorării cîmpului minier Sălătruc au apărut pachete de gresii slab cimentate cantonate pe intervalul 450—650 m și care produc dărîmarea continuă a pereților de gaură).

În astfel de cazuri soluția extremă, pentru evitarea accidentelor tehnice, o reprezintă tubarea unor porțiuni de gaură. În unele cîmpuri miniere au avut loc manifestări de metan, viituri de apă și pierderi de circulație. Alternanța stratelor de roci cu diferite durități constituie una din cauzele principale ale deviației sondelor care, în rare cazuri, depășește intensitatea de 0,03 grade/metru. De asemenea, o greutate o reprezintă găurile cheie, care se formează uneori la unele sondaje, chiar cînd intensitatea deviației nu depășește 0,015—0,03 grade/metru. Datorită cunoașterii în bună parte a cauzelor care duc la deviația forajelor, deplasările pe orizontală a acestora au scăzut de la an la an, atingînd o situație aproape normală, în medie fiind în prezent staționare. Cu toate că în mod izolat se mai întîlnesc cazuri cînd devierea depășește deplasarea admisă pe orizontală, probleme dificile, în realizarea unor găuri cu deviații cît mai mici, se ridică în partea vestică a bazinului.

Cu toate greutățile tehnice mai sus enunțate diferența între volumul metrilor forați și al celor tubați cu coloane de burlane a crescut de la an la an.

În zona de est a bazinului carbonifer Valea Jiului în 1962 metrajul netubat a reprezentat 63,6%. Dacă comparăm acest procent cu anii anteriori, rezultă un progres datorat perfecționării procesului tehnologic și ridicării nivelului mediu de pregătire profesională a muncitorilor și tehnicienilor.

Tabela 1

Cauzele avariei	Numărul de avarii		Total
	0 – 500 m	peste 500 m	
Prinderi în foraj	4	9	13
Dărîmări de pereți	—	2	2
Prinderi în găuri cheie	4	1	5
Ruperi de garnitură	4	—	4
Complicații tubaj	—	3	3
Rămîneri de carotiere la puț	4	1	5
Scăpări de garnitură	3	—	3
Rămîneri de instrumente de geofizică	2	—	2
Alte cauze	1	2	3
Total:	22	18	40

Pentru viitor creșterea procentului de metraj netubat va putea avea loc numai dacă se vor experimenta cîteva noi construcții de găuri și se va asigura posibilitatea luării de probe laterale în mod operativ, chiar și în foraje cu diametre sub 100 mm.

În ultimii ani s-a observat și o schimbare a structurii cauzelor care au generat avarii în procesul de foraj al sondelor. În tabela 1 avariile sînt grupate pe cauze, urmările pe o perioadă de peste 300 zile la activitatea de foraj din Valea Jiului.

Se vede că, în general, adîncimea nu a fost o cauză a creșterii numărului de avarii, deoarece din totalul de 40 avarii numai 18 au avut loc la adîncimi de peste 500 m, dar ca timp consumat pentru rezolvarea lor acestea reprezintă 73%. Avariile cele mai grele în Valea Jiului sînt cele datorate prinderii carotierelor (mai ales în foraj), care ca frecvență reprezintă 50%. Greutatea constă și în faptul că în majoritatea lor în aceste cazuri este necesar a se recurge la deșurubări ale garniturilor. Orele cheltuite pentru rezolvarea prinderilor reprezintă 76,6%. În ce privește felul cum au fost rezolvate și timpul consumat rezultă că 47,4% îl reprezintă deșurubările cu garnitură stîngă, 28% resăpări de porțiuni de gaură și doar 1,2% alte metode.

În ultimul timp, prin aplicarea și urmărirea riguroasă a parametrilor regimului de foraj, ruperile de garnitură reprezintă ca frecvență 10%, iar ca durată de rezolvare 8% din volumul total de ore cheltuite.

Restului de 40% din cazuri îi corespund din totalul orelor de rezolvare doar 15,4%.

În momentul actual partea principală pentru reducerea timpului și cheltuielilor pentru rezolvarea avariilor o reprezintă asigurarea extragerii rapide a garniturii avariate.

Nu mai insistăm asupra regimului de foraj aplicat, datele respective fiind publicate în nr. 7 și 10 ale Revistei Minelor din anul 1962.

Prezintă interes faptul că în Valea Jiului se continuă experimentarea unui dispozitiv de siguranță (baionetă — geală), precum și a capetelor carotiere autoascuțitoare.

II. Construcții actuale ale găurilor de sondă

Construcția găurilor de sondă în Valea Jiului este prevăzută în documentația tehnică și elaborată în baza profilului geologic cunoscut sau ipotetic, furnizat de geolog. În măsura cunoașterii geologice a zăcămîntului și a datelor noi furnizate de geologi, construcțiile tip ale găurilor de sondă se pot reconsidera. Problema tipizării construcției găurilor de sondă în Valea Jiului a devenit mai importantă în perioada anilor 1957—1959, cînd s-a făcut trecerea în masă spre forarea de găuri cu adîncimi finale peste 650 m. Găurile de sondă le putem grupa în funcție de adîncimea lor finală astfel:

— găuri pînă la 400 m;
— găuri pînă la 700 m;
— găuri peste 700 m.

Diametrele de tăiere exterioară a capetelor carotiere și a tuburilor sînt următoarele:

— 160/120 mm cu tub 146 mm;
— 125/86 mm cu tub 108 și 114 mm;
— 97/64 mm cu tub 89 mm;
— 76/52 mm cu tub 73 mm.

Se mai folosește și diametrul de tăiere de 131 mm, atunci cînd din lipsă de prăjini grele de $2^7/_8''$ se lucrează cu prăjini grele de $3^1/_2''$.

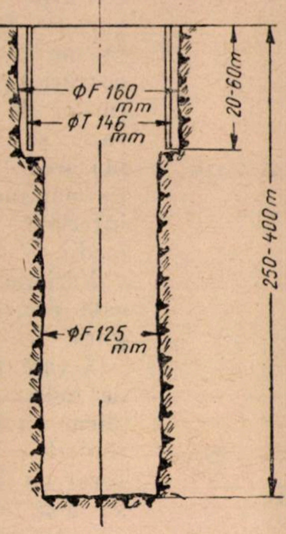


Fig. 1.

În figura 1 este reprezentată construcția găurilor de sondă cu adîncimea finală de circa 400 m, care a fost aplicată mai ales în cîmpurile miniere Uricani (la explorarea stratului 9/8) și Lonea, din care rezultă că la aceste adîncimi în general nu s-a folosit diametrul de 97 mm. Caracteristic pentru acest tip de construcție este folosirea pe o porțiune de gaură (care rar depășea adîncimile de 100 m) a diametrului 160 mm și tubarea doar a 15,25% din metrajul executat. După executarea a peste 30 de sondaje s-a confirmat că acest tubaj este suficient.

În cîmpul minier Uricani, între anii 1959 și 1960, s-au săpat cîteva sonde la adîncimi de 200—300 m cu următoarea construcție:

— 0—10 m cu 160 mm — tubat cu 146 mm;
— 10—60 m cu 125 mm — netubat;
— 60 m la adîncime finală, cu 97 mm, cu rezultate satisfăcătoare.

La găurile cu adîncimi pînă la 700 m intervalul de la 400—500 m pînă la atingerea obiectivului geologic se carotează cu diametrul 97 mm și în unele cazuri porțiunea traversată cu diametrul 125 mm se tuba cu burlane cu diametrul de 114 mm.

Menținerea diametrului de carotaj 125 mm se impune în prezent și din considerente de calitate geologică. La lucrările din Valea Jiului catorajul geofizic se face la toate forajele terminate, iar datorită faptului că în multe cazuri și din cauze obiective, carotajul mecanic nu poate asigura un recuperaj concludent, se impune luarea de probe laterale cu ciupitorul.

Cu toate că aceste lucrări se fac frecvent, pînă în prezent operația de ciupire nu se poate face în găuri cu diametre mai mici de 100 mm. Mai dificilă a fost problema tipizării construcției găurilor de sondă cu adîncimi peste 600 m și mai ales pentru găuri cu adîncimi finale de 900—1 000 m. Aceasta, în parte, și datorită faptului că în unele cazuri geologii nu au putut prevedea că se vor atinge adîncimi mai mari decît cele proiectate inițial, lucru care putea crea greutăți asigurării unei construcții finale optime.

În figura 2 este reprezentată construcția tip folosită în prezent la majoritatea sondelor de adîncime, valabile pentru toate cîmpurile miniere cu excepția Sălătrucului care impune o construcție specială datorită condițiilor geologice mai grele. În mod izolat s-a carotat cu diametrul 160 mm și peste adîncimea de 200 m. Este caracteristic însă faptul că la acest tip de construcție intervalul carotat cu diametrul 160 mm nu este mai mic de 100 m.

În general, diametrele de foraj se respectă pe aceste intervale, iar coloanele de tubaj, în funcție de condițiile geologo-tehnice ce se întîlnesc, fiind dese cazurile cînd se renunță la unele coloane și au fost chiar cazuri (extrem de rare), cînd s-a renunțat la foraje de mare adîncime la tubajul coloanelor de burlane.

Acest lucru, deși nu este reflectat la prețul de cost ca o economie rezultînd dintr-un efort, pentru economia națională reprezintă o importantă sursă de economisire a materialului tubular. În Valea Jiului, faptul că nu s-a introdus sau s-a întîrziat tubarea coloanei de 114 mm se datorește,

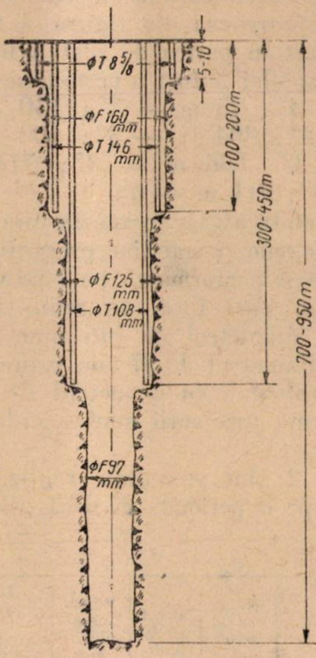


Fig. 2.

de asemenea faptului că era necesar a se executa anticipat carotajul geofizic pentru a se elucida problema necesității ulterioare a luărilor de probe laterale cu ciupitorul. Acest fapt a permis ca în unele cazuri să se tragă concluzia că există condiții geologice care permit renunțarea la tubajul unei însemnate porțiuni de gaură.

De asemenea se verifică în prezent, în practică, dacă diametrul de carotaj de 97 mm poate fi folosit pe porțiuni mai mari de 300 m și apreciem că rezultatele vor fi pozitive.

Construcțiile actuale trebuie supuse discuției specialiștilor, căci după părerea noastră în viitorul apropiat ele vor putea fi îmbunătățite. De altfel, noile norme de deviz, elaborate de Comitetul geologic și aplicate în 1963, prezintă creșteri însemnate care cer o reconsiderare a tehnologiei forajului cu sondeze.

III. Construcții de perspectivă a găurilor de sondă

În stadiul actual este util ca pentru ridicarea nivelului tehnic al lucrărilor din Valea Jiului, pe lîngă rezolvarea unor probleme de dotație cu utilaje auxiliare și personal tehnic-ingineresc, să se treacă la executarea unor foraje experimentale cu diametre mici. Presupunem că acest lucru trebuie să se facă pe etape și este important ca experimentarea să fie făcută pe baza unei teme de lucru, iar rezultatele să fie analizate de un colectiv de specialiști.

Oportunitatea atacării acestei probleme o confirmă și unele realizări la sondele de mare adîncime, dintre care cea din figura 3 reprezintă un foraj executat în partea de vest a bazinului.

Deviația sondei a fost următoarea:
24 m — 1°; 75 m — 1°; 130 m — 1°45′; 200 m — 2°; 304 m — 3°; 400 m — 2°45′; 519 m — 3°; 656 m — 3°; 718 m — 4°; 790 m — 5°; 911 m — 6°.

Această sondă a fost forată de una din brigăzile cele mai omogene și mai bine pregătite profesional și reprezintă o performanță pe bazin la carotajul continuu. La acest foraj s-a renunțat la tubajul coloanei cu diametrul de 146 mm, iar metrajul carotat cu diametrul de 97 mm reprezintă 508 m.

Tubajul coloanei cu diametrul de 114 mm s-a impus în urma rezolvării unui accident tehnic de fund.

În tabela 2 sînt prezentate realizările obținute de brigadă pe o perioadă de 138 zile, revenind o realizare medie pe intervalul 0—915,75 pe zi de peste 6,60 m. Analizînd rezultatele sub aspectul economic al rentabilității diametrelor, reiese că pe intervalul forat cu diametrul de 97 mm costurile au o mică variație. De fapt există un decalaj între costuri și variația prețurilor de deviz, fapt care se explică prin plasarea diametrului de mai sus pe treapta inferioară a normelor medii.

Variația prețurilor este prezentată în figura 4.

Aceste considerente ne îndreptățesc să ridicăm problema extinderii intervalului forat cu diametrul de 97 mm, care asigură un recuperaj corespunzător, viteze mecanice și comerciale ridicate, precum și un preț de cost redus.

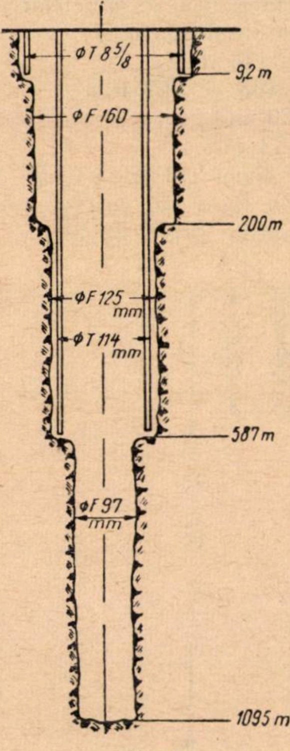


Fig. 3.

Propunem ca experimentarea unor noi construcții de găuri de sondă pentru bazinul carbonifer Valea Jiului să se facă în două etape. În acest

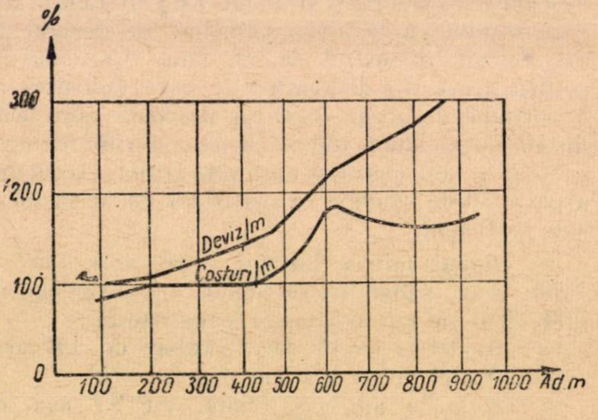


Fig. 4.

Tabela 2

Luna	Realizat metraj fizic, m	Talpa la finele lunii	Viteza mecanică, m/h	Din timp comercial, %		Viteza comercială fizică lunară	Duritatea rocilor străbătute					Lungimea medie a marșului, m	Timp sapă fund mediu pe marș	Durata medie manevră	Recuperaj, %
				sapă fund	manevră		4	5	6	7	8				
Iulie	175,15	175,15	1,29	33,6	21,8	312	151,05	3	18,30	1,60	1,20	2,5	1 50′	1 42′	—
August	302,85	478	1,10	38,2	43,4	293	217,85	34,5	35,4	9,10	6	2,38	2 9′	2 27′	—
Septembrie	136,15	614,15	0,78	24	41,6	136	117	4,6	7,1	5,05	3,3	1,77	2 15′	3 54′	—
Octombrie	135,70	749,85	1,0	20	34	131	111,45	8,15	9,3	5,25	1,55	2,11	2 6′	3 48′	99
Noiembrie	165,90	915,75	0,95	24	55	162	136,5	7,8	15	1,15	5,35	1,52	1 36′	3 42′	98

Tabela 3

Luna	Realizat metraj fizic, m	Talpa la finele lunii	Viteza mecanică, m/h	Timpul comercial, %		Viteza comercială fizică lunară	Duritatea rocilor străbătute					Lungimea medie a marșului, m	Timp sapă fund mediu pe marș	Durata medie manevră	Util carotat, m	Util recuperat, m
				sapă fund	manevre		4	5	6	7	8					
Noiembrie	163,25	930	0,96	23,6	45	160	136,60	22,95	3,70	—	—	2,09	2h 9′	4h 9′	11,60	95

scop trebuie să existe tendința ca diametrele mari să fie eliminate. În momentul actual s-a trecut la o etapă intermediară, anume la renunțarea la forajul cu diametrul de 160 mm la sonde cu adîncimi finale de 600—700 m, verificare care va fi necesară pentru etapa a II-a, cînd se va pune problema renunțării totale la acest diametru.

În figura 5 și 6 sînt reprezentate construcțiile tip pe care le propunem a fi experimentate în prima etapă.

După cum se vede în aceste construcții se păstrează diametrul de carotaj 160 mm și se prevede tubarea în coloana cu diametrul de 146 mm a acestor intervale.

Diametrul de 125 mm se elimină complet, ca diametru de carotaj, păstrîndu-l ca un diametru intermediar de rezervă între cel de 160 și 97 mm, deoarece au fost frecvente cazuri, cînd unele avarii nu s-au rezolvat din lipsa unui diametru de rezervă. De asemenea, în prima etapă, este oportună această rezervă pentru ca în cazul unor condiții tehnico-geologice neprevăzute să existe posibilitatea tubajului după lărgirea găurii.

Considerăm încă necesar a preciza că acestea își vor dovedi eficiența doar dacă se va asigura posibilitatea de degajare rapidă a garniturii de prăjini în cazul unor avarii, care se pot asigura numai prin dispozitive de siguranță atașate carotierelor. Va fi de asemenea necesar executarea unui număr limitat de cavernograme pentru un studiu mai complet al stării tehnice a găurilor de sondă, precum și procurarea echipamentului necesar luării de probe laterale în aceste găuri.

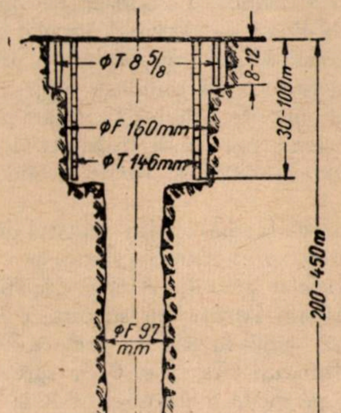


Fig. 5

Apreciem că în urma experimentării acestor construcții, costul unui metru forat în roci de categoria 4—7 se va reduce cu circa 12—25%, iar viteza comercială va crește cu aproape 15%, față de cea din anul 1962.

În cazul forării găurilor cu adîncimi medii, se va putea elimina de la caz la caz și tubajul coloanei cu diametrul de 146 mm, iar în etapa următoare va fi posibilă chiar și înlocuirea burlanului de ghidaj, cu burlane cu diametrul de 146 mm sau 127 mm, cu eventuala trecere la diametrele propuse de Comitetul geologic (de foraj și tubaj).

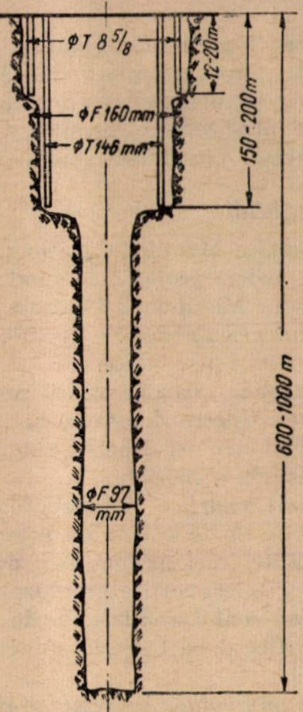


Fig. 6

Pentru etapa a doua considerăm că prezintă interes și experimentarea în continuare a diametrului de foraj de 76 mm folosit anul trecut în urma unei complicații tehnice survenite la un sondaj (prăbușirea coloanei cu diametrul de 114 mm și care a dat rezultate satisfăcătoare, tabela 3).

Prin cele expuse am prezentat situația actuală a tipurilor construcțiilor de sondă și unele aspecte ale perspectivei, pe care însă considerăm că este necesar a le experimenta și a le studia în viitorul cel mai apropiat, spre a se putea trage concluziile necesare trecerii definitive la forajul cu diametre mici la explorarea bazinului carbonifer Valea Jiului.

Mineralizaţia de fier din Munţii Căpăţînei

Geol. M. Trifulescu, ing. A. Apostol, geol. C. Micu

În vederea asigurării ritmului de dezvoltare industrială a ţării, conform Directivelor Congresului al III-lea al P.M.R., s-au efectuat cercetări sistematice pentru mărirea bazei materiale de minereu de fier în diverse regiuni : Poiana Ruscă, Transilvania de nord-est, Banat, Carpaţii Meridionali Centrali, Harghita, Dobrogea de est etc.

În Carpaţii Meridionali Centrali, în afară de mineralizaţiile feromanganifere din Munţii Sebeşului, au mai fost semnalate iviri de minereuri de fier în partea de nord-vest a Munţilor Căpăţînei, care formează obiectul prezentului studiu.

Geologia regiunii

Partea vestică a Munţilor Căpăţînei se încadrează, din punct de vedere geologic, în fundamentul cristalin al Carpaţilor Meridionali Centrali, care este constituit dintr-un meganticlinoriu complex, alcătuit din roci metamorfice şi magmatice.

Acest fundament cristalin suportă sedimente mezozoice în culmea Milescu-Zăvidanu, în „culoarul mezozoic Polovragi-Lotru“ şi depozite cuaternare glaciare în versanţii crestei principale.

A. Rocile metamorfice, în funcţie de faptul că sînt sau nu afectate de fenomene de granitizare, se împart în : ectinite (roci metamorfice negranitizate) şi migmatice (roci metamorfice granitizate).

1. Ectinitele, conform criteriului de separare a rocilor metamorfice după faciesuri mineralogice, pot fi împărţite în :

a) faciesul amfibolitic, reprezentat prin paragnaise cu biotit, paragnaise cu biotit şi muscovit, în care apar intercalaţii de micaşisturi, calcare cristaline zaharoide (adesea cipoline), caracterizate prin conţinutul în biotit, hornblendă, tremolit, diopsid şi grafit ;

b) faciesul de şisturi verzi, situat peste pachetul de roci din faciesul amfibolic, este alcătuit din şisturi sericito-cloritoase, şisturi cuarţitice, şisturi sericito-grafitoase, şisturi tufogene actinolitice şi calcare microcristaline.

2. Migmatitele sînt reprezentante ale ultra-metamorfismului pe care l-a suferit o serie de roci similare ectinitelor amintite mai sus, sub acţiunea de granitizare a magmei acide intruzive.

Cu prilejul injecţiei de metasoma, uneori sub forma unui aport mecanic de magmă granitică, ulterior numai cu efecte metasomatice, n-au rămas din termenii peleosomei (ectinitele) decît relicte mineralogice şi texturale, încît roca rezultantă poate fi socotită un anatexit [2]. Ulterior, efectele granitizării se manifestă prin îmbogăţirea paleosomei în feldspaţi potasici, dînd aşa-zisele „diadizite“. Printre efectele ei poate fi socotită ridicarea cristalinităţii rocilor din aureola plutonitului granitic, prin formarea piroxenilor, amfibolilor şi micelor din cipoline sau transformarea şisturilor grafitoase în paragnaise cu grafit.

Ectinitele şi migmatitele existente în zonele mineralizate (fig. 1) reprezintă actualmente petice din cupola corpului granitic, rămase neerodate încă între apofizele acestuia.

B. Rocile magmatice. Dintre rocile magmatice existente în regiune, cele mai răspîndite şi mai importante sînt rocile acide.

În zona axială a meganticlinoriului cristalin apare un corp granitic, de proporţiile unui batolit, alcătuit din două tipuri corespunzătoare la două faze granitice succesive :

a) granitul normal cu biotit, prezentînd pe alocuri variaţii alaschitice, amfibolice şi aplitice, cu structură echigranulară hipidiomorfă şi compoziţie chimică peracidă ;

b) granitul porfiric, mai puţin acid decît primul, în schimb mai alcalin, cu structură porfirică, străbate primul tip de granit şi rocile metamorfice, inclusiv migmatitele.

De faza cantonării granitelor porfirice este legată întreaga suită filoniană alcătuită din pegmatite, aplite, carbonatite şi silexite, care străbat fie discordant, fie concordant rocile preexistente.

Cele mai răspîndite sînt pegmatitele cu muscovit, bogate în fenocristale decimetrice cenuşii sau negre de microclin şi ortoză, cu impurităţi de grafit. Carbonatitele nu apar decît în vîrful Pleşa-Polovragi. Sporadic mai apar filoane de spessartite în culmea Beleoaia-Corşoru, fără legătură cu mineralizaţia.

C. Rocile sedimentare. La sud-est de zona mineralizată Comanda-Pleşa — Arvat-Luncăvăţ apar petice de conglomerate vişinii tip verrucano probabil permiene, marnocalcare cărbunoase negre, de vîrstă liasică (formaţiunea de Schela) şi calcare portlandian-neocomiene, care repauzează transgresiv, inclusiv pe contactul dintre granitele şi rocile metamorfice de la sud-est.

Aceste depozite fac parte din culoarul de sedimente mezozoice format prin transgresiunea post-kimmerică veche, în care unele zone din Munţii Căpăţînei, Munţii Lotrului şi Munţii Parîng au suportat o îndelungată fază submersă, pînă la finele cretacicului inferior. Local apar dislocaţii (fig. 1 şi 2) în care sedimentele respective de pe rocile metamorfice de la sud-est sînt prinse sub falii inverse.

Cuaternarul apare sub formă de depozite morenice pleistocene şi grohotişuri glaciare în zona izvoarelor pîraelor Repedea, Dracu, Beleoaia şi Luncăvăţ (fig. 1).

Direcţia generală a formaţiunilor este ENE-VSV. În Valea Repedea, rocile înclină cu 50—80° către NV, formînd cute deversate spre SE, adică spre granitul din axul anticlinorului, în timp ce direcţia filoanelor de minereu deviază uneori, în mod excepţional, spre NV-SE. În zona Comanda-Pleşa-Luncăvăţ filoanele sînt orientate ENE-VSV, dar sînt cantonate vertical sau înclinate spre NV, deşi rocile metamorfice înclină spre SE. Înclinările acestea sînt relativ concordante cu foliaţia şi liniaţia marginală de pe ambele flancuri ale plutonitului granitic, care s-au însinuat pe direcţia unor dislocaţii antehercinice regionale, concordante cu catena cristalină a Carpaţilor. Regiunea este însă frecvent afectată de fracturi, care o deranjează în special disjunctiv, în ambele flancuri ale anticlinoriului, creînd în unele locuri structura în falii deversate spre nord (la nord de Vîrful Balota şi în Valea Luncăvăţului). În cadrul acestei structuri, la Polovragi, este afectat prin falii inverse şi un fliş cretacic inferior, ceea ce demonstrează că presiunile tangenţiale din orogeneza austrică s-au produs de la sud spre nord.

Mineralizaţia

Regiunea este mineralizată cu oxizi de fier concentraţi în două zone distincte :

a) Zona Izvoarele Pîrîului Repedea, este delimitată la vest de versanţii vestici ai crestei principale cu vîrfurile Dracu, Nedeiu şi Huluzu ; la nord — de Pîrîul Sec, pînă la confluenţa sa cu Pîrîul Coşana ; la est — culmea Coşana ; la sud — linia care uneşte bifurcaţia superioară a izvoarelor Coşanei cu izvorul Pîrîului Roşu şi izvoarele Pîrîului Beleoaia.

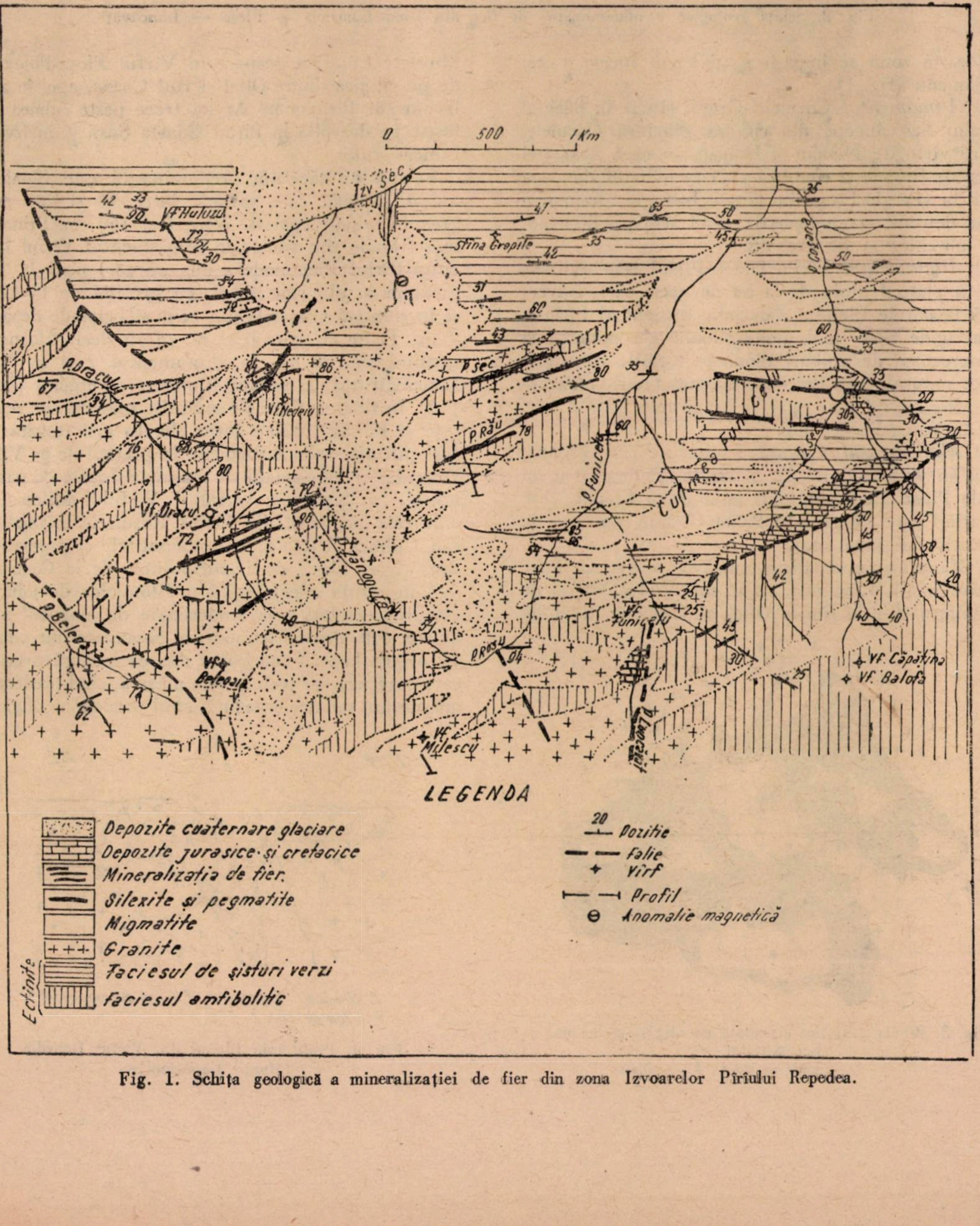

0
500
1Km
Izv. P. Sec
Vf. Huluzu
Stîna Gropile
P. Sec
Vf. Nedeiu
P. Dracului
Vf. Dracu
P. Roşu
P. Beleoaia
Vf. Beleoaia
Vf. Milescu
Vf. Funicelu
P. Funicelu
P. Coşana
Vf. Căpăţîna
Vf. Balota
LEGENDA
Depozite cuaternare glaciare
Depozite jurasice şi cretacice
Mineralizaţia de fier
Silexite şi pegmatite
Migmatite
Granite
Faciesul de şisturi verzi
Faciesul amfibolitic
Ectinite
20 Poziţie
Falie
Vîrf
Profil
Anomalie magnetică

Fig. 1. Schiţa geologică a mineralizaţiei de fier din zona Izvoarelor Pîrîului Repedea.

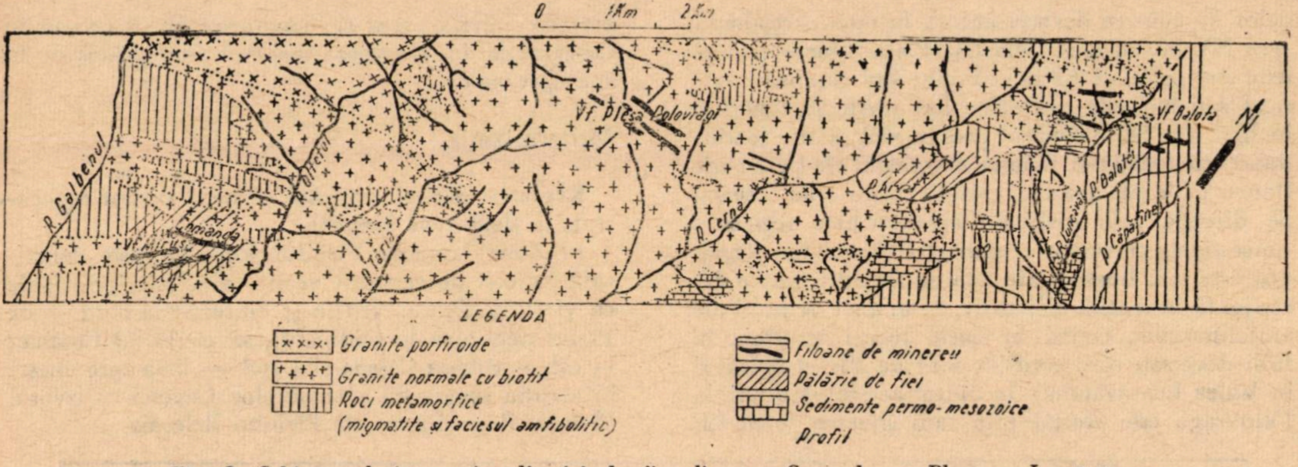

0
1Km
2Km
R. Galbenul
Vf. Micuşa
Comanda
Olteţul
P. Tăria
Vf. Pleşa Polovragi
R. Cerna
P. Arvat
R. Luncavăţ
P. Balotei
P. Căpăţînei
Vf Balota
N
LEGENDA
Granite porfiroide
Granite normale cu biotit
Roci metamorfice (migmatite şi faciesul amfibolitic)
Filoane de minereu
Pălărie de fier
Sedimente permo-mesozoice
Profil

Fig. 2. Schiţa geologică a mineralizaţiei de fier din zona Comanda — Pleşa — Luncăvăţ.

Această zonă se împarte spaţial sub forma a trei aliniamente (fig. 1).

1) Aliniamentul Cuculeici-Gropi, situat în bazinul Pîrîului Sec, începe din custura glaciară Cuculeici dintre vîrfurile Nedeiu şi Huluzu, în care apar trei grupe de filoane şi continuă pînă în punctul Zănoaga Stînii la vest de Stîna din Gropi. Întregul aliniament a fost detectat magnetometric, fiind acoperit de depozite morenice şi de grohotiş.

2) Aliniamentul Vîrful Dracu-Pîrîul Rău este extins în platoul alpin de la est de acest vîrf, traversează izvoarele Pîrîului Zănoguţa, afluent al Pîrîului Roşu, unde apar mai multe filoane de minereu şi cîteva centre de volburi filoniene vizibile în aflorimente naturale sau detectate magnetometric. Asemenea aflorimente mai apar şi în pîraele Rău şi Sec, pînă în Valea Funicelului.

3) Aliniamentul Culmea Funicelu-Pîrîul Coşana, situat în versantul nordic al crestei Balota-Ursu, la est de Pîrîul Funicelu, unde apar două filoane, care se extind spre est pînă în Pîrîul Coşana, aproape de bifurcaţia lui superioară.

b) Zona Comanda-Pleşa-Luncăvăţ se extinde între punctul numit Comanda, situat sub Vîrful Miruşi de pe culmea dintre rîurile Olteţ şi Galbenu, aval de Muntele Cătălinu, reapare în Vîrful Pleşa-Polovragi de pe culmea dintre Olteţ şi rîul Cerna, apoi în zona izvoarelor Pîrîului lui Arvat, trece peste culmea Milescu, se dezvoltă în Pîrîul Coasta Şasii şi în izvorul Luncăvăţului.

Forma de zăcămînt predominantă este filoniană, avînd lungimi care variază între 10 şi 200 m şi grosimi minore cuprinse între 1 şi 150 cm. Principalele filoane sînt situate în aliniamentul Vîrful Dracului-Pîrîul Rău, unde ajung rareori pînă la 1 m grosime în alimiamentul 3, cu grosimi de 1—1,5 m şi în punctul Comanda din zona a II-a, unde depăşesc 2 m. Toate celelalte iviri nu oferă decît filoane cu grosimi sub 20 cm. În aliniamentul 2 şi în Pîrîul Luncăvăţ apar şi volburi filoniene divergente (fig. 1 şi 2), în timp ce filoanele amintite mai sus sînt orientate şi relativ paralele între ele. În arii restrînse au fost întîlnite volburi filoniene în platoul de pe Vîrful Dracului şi impregnaţii de magnetit legate de paragnaisele cu biotit din versanţii Vîrfului Milescu, de calcarele cristaline din Pîrîul Roşu, de migmatitele din Culmea Beleoaia, de carbonatitele şi pegmatitele din Vîrful Pleşa, cît şi amfibolitele de la Comanda.

Compoziţia mineralogică a filoanelor de minereu este reprezentată prin fenocristale de magnetit idiomorfe, octaedrice şi tetraedrice, cimentate într-o masă de oligist lamelar sau fibros din care cauză structura este porfirică, iar textura este masivă, cînd predomină magnetitul sau este orientată, cînd predomină oligistul.

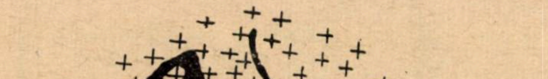


Fig. 3. Brecia granitică cimentată cu oligist în bazinul Luncăvăţului:
1 — granit cu biotit; *2* — oligist.

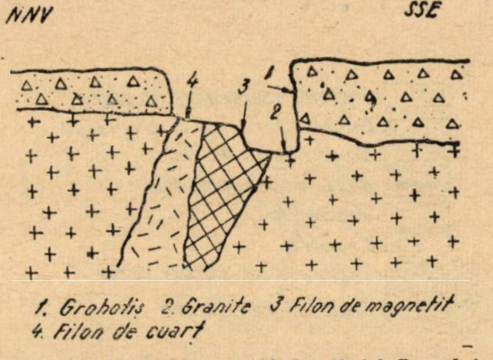

NNV
SSE
1
2
3
4
1. Grohotiş
2. Granite
3. Filon de magnetit
4. Filon de cuarţ

Fig. 4. Profil prin filonul din Vîrful Dracului (Munţii Căpăţînei).

Mărimea cristalelor de magnetit variază de la 0,5 la 5 mm în diametru și sînt dispuse fie haotic, în masa de oligist sau în roca-gazdă din pereții filonului, fie alcătuind șliruri compacte. Cristale mari sînt evidente mai ales în impregnații.

Roca-gazdă este, de obicei, granitul normal cu biotit (fig. 1 și 2), alteori filoanele străbat migmatite (fig. 2), șisturi verzi actinolitice sau paragnaise, calcare cristaline, amfibolite, serpentinite și chiar conglomerate tip verrucano [2].

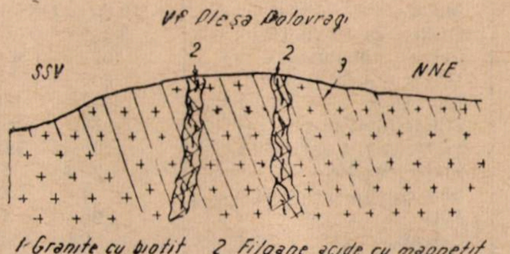


Fig. 5. Zona mineralizată cu fier din Vîrful Pleșa.

Paragenezele de minerale metalifere frecvente sînt :

a) magnetit + oligist lamelar ± hematit ;

b) oligist lamelar + magnetit ± hematit ± limonit;

c) oligist fibros + magnetit ± oligist lamelar + hematit.

La aceste parageneze se adaugă în mod curent cuarț hidrotermal, epidot, feldspat și calcit.

Pe teren și mai ales microscopic au fost observate enclave din rocile-gazde prinse în corpurile filoanelor de minereu, alcătuite din cristale de plagioclaz, cuarț, muscovit, biotit, sericit (fig. 3). În versantul vestic al Văii Luncăvățului, minereul de oligist cimentează o brecie granitică (fig. 3). Acest fapt, cît și acela că filoanele de minereu străbat și conglomeratele verrucanice, indică momentul punerii în loc a mineralizației de fier într-o fază magmatică post-permiană însă anterioară liasicului, care se află transgresiv pe mineralizația de fier și peste conglomeratele permiene.

În majoritatea cazurilor minereul este însoțit de filoane de silexite, (fig. 4) pegmatite și carbonatite (fig. 5).

În ceea ce privește răspîndirea cantitativă a celor doi oxizi de fier în zonele mineralizate, se observă un raport invers între magnetit și ceilalți oxizi. În zona I predomină magnetitul (fig. 6) la vest, în Vîrful Dracul și în Vîrful Nedeiu, apoi scade spre est, în Pîrîul Coșana, unde oligistul, în special varietatea fibroasă, se află în cantități mai mari. În zona a II-a, cantitatea de oligist, la care se adaugă oxizi formați prin alterații vadoase, atinge valori mai mari în Pîrîul lui Arvat și în Pîrîul Luncăvăț, în timp ce magnetitul este preponderent numai în Vîrful Miruși la Comanda.

Un asemenea raport cantitativ invers apare și pe verticală, de exemplu în zona I (fig. 7), unde minereul a fost interceptat pe o altitudine de 700 m (de la 1 300 la 2 100 m). Diagrama arată că magnetitul este dezvoltat în nivelele superioare ale regiunii (Vîrful Dracul și Vîrful Nedeliu), în timp ce oligistul este frecvent întîlnit în nivelele inferioare.

Analizele chimice indică un conținut major de fier pur în filoanele și volburile din Vîrful Dracu (50,55—66,90%), Vîrful Pleșa (65%) și la Comanda (61%), unde predomină magnetitul, dar mai slab la filoanele din Pîrîul Rău, Pîrîul Sec, Pîrîul Coșana, Pîrîul Luncăvăț și custura Cuculeici, unde predomină oligistul, cu 47—50% fier pur și cu atît mai redus în pălăriile de fier de la Comanda și din Pîrîul lui Arvat (5—32%). Din diagrama variației conținutului în fier pe

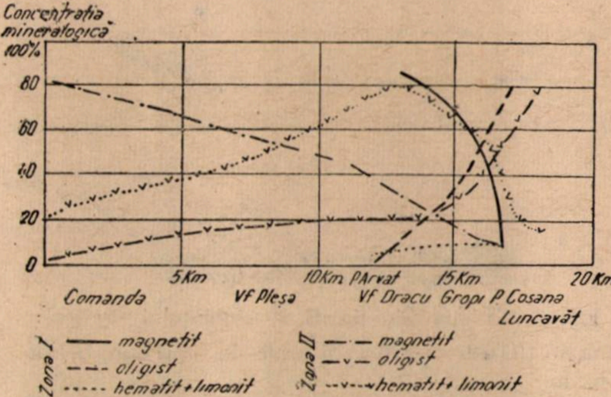


Fig. 6. Variația direcțională a conținutului mineralogic.

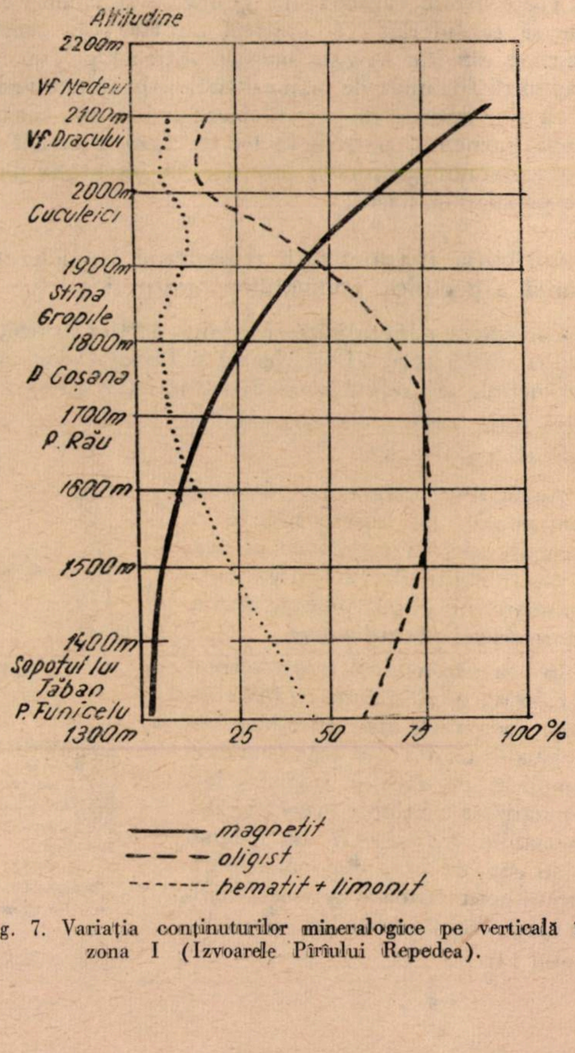


Fig. 7. Variația conținuturilor mineralogice pe verticală în zona I (Izvoarele Pîrîului Repedea).

direcţie reiese clar că zona I, deşi mai redusă ca proporţie este totuşi mai concentrată (fig. 8).

În afară de fier, analizele chimice şi spectrale arată prezenţa şi a altor substanţe : mangan (0,02—0,81%), vanadiu (0,012—0,020%) şi urme de wolfram, beriliu şi bariu.

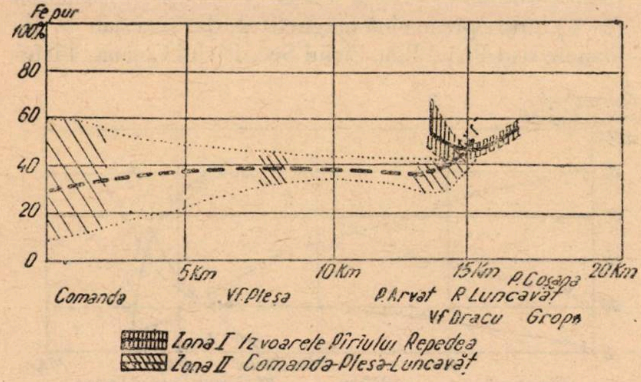


Fig. 8. Variaţia direcţională a conţinutului în fier.

Compoziţia chimică şi cea spectrală, care concordă între ele, indică prezenţa a două grupe de elemente, corespunzătoare temperaturii de formare a minereului. Prezenţa Mn, V, W, Ni, Cr şi Be indică stadiul de temperatură mai înaltă — pneumatolitic, iar Ba, Cu, Zn şi Pb — stadiul de temperatură mai joasă, hidrotermal.

Toate aceste caracteristici geologice şi chimice ne fac să considerăm că minereul de fier din zonele descrise este de origine pneumatolitico-hipotermală. Faptul că filoanele de minereu străbat granitele vechi şi că sînt însoţite de roci filoniene acide mai tinere, leagă momentul punerii în loc de faza filoniană a magnetismului granitelor profirice, în intervalul dintre permian şi liasic.

Contribuţia magnetizării remanente în determinarea aspectului anomaliilor magnetice

Cercetarea mineralizaţiilor oxidice de fier în regiunea cuprinsă între Vîrful Nedeiu şi Pîrîul Coşana, în perimetrele cu puţine dezveliri naturale, a fost posibilă prin conturarea anomaliilor magnetice provocate.

Anomaliile magnetice, datorită contrastului de susceptibilitate a mineralizaţiei în raport cu oricare dintre fromaţiunile geologice înconjurătoare, nu pot fi puse pe seama altor corpuri perturbatoare.

În urma executării măsurătorilor ΔZ în reţea, 10×20 m, au fost studiate anomaliile magnetice bine individualizate, al căror aspect nu este complicat de efectul fragmentelor mineralizate conţinute în sol (fig 9), anomaliile ΔZ *şi* ΔH din Poiana Stînii sau de prezenţa mai multor corpuri perturbatoare apropiate unul de altul (fig. 9 anomalia ΔZ de la şanţul 14)

Tabela 1

Susceptibilitatea formaţiunilor geologice dintre Vîrful Nedeiul—Pîrîul Coşana determinată pentru 150 probe după datele laboratorului T.P.E.M.

Nr. crt.	Denumirea probei	Susceptibilitate magnetică de masă (C.G.S. × 16^6)
1	Magnetit cu oligist	10 000—118 500
2	Oligist cu magnetit	3 500— 29 700
3	Calcar mineralizat	350— 3 300
4	Gnais mineralizat	300— 714
5	Migmatit	30— 150
6	Gnais biotitic	30— 500
7	Şist cuarţito-sericitos	29— 145
8	Şist cuarţitic	20— 39
9	Şist clorito-sericitos	4— 20
10	Filit	20— 40
11	Calcar	2— 6

Astfel, din anomaliile indicate prin profilul ΔZ în figura 9, şanţul 11 şi figura 10 între Pîrîul Sec şi Pîrîul Rău, sau conturate prin izodiname ΔZ în figurile 11, 12 prezintă caracteristici comune.

Axele care unesc maximul cu minimul anomaliilor au poziţii preferenţiale, pentru regiunea cuprinsă între Vîrful Nedeiu şi Pîrîul Coşana, acelaşi în două zone limitate de culmea Funicelul.

Pentru zona est-culmea Funicelul deviaţia acestui ax, faţă de poziţia N-S magnetic, este în jur de 20° (fig. 12), iar pentru zona vest — culmea Funicelul, în jur de 280° (fig. 11).

Anomaliile magnetice sînt provocate de filoane subţiri cu oligist şi magnetit asimilate cu plăci înclinate cu extindere mare în adîncime.

Aspectul profilelor ΔZ şi ΔH pentru astfel de anomalii sugerează magnetizarea oblică (fig. 13).

Metodele clasice de interpretare geologică a anomaliilor magnetice consideră magnetizarea verticală.

Deviaţia axului care uneşte maximul şi minimul anomaliei de la poziţia N-S magnetic este explicată numai ca o consecinţă a formei şi poziţiei corpului.

Cercetările făcute în ultimii ani au arătat existenţa magnetizării remanente pe direcţii oarecare, cu valori

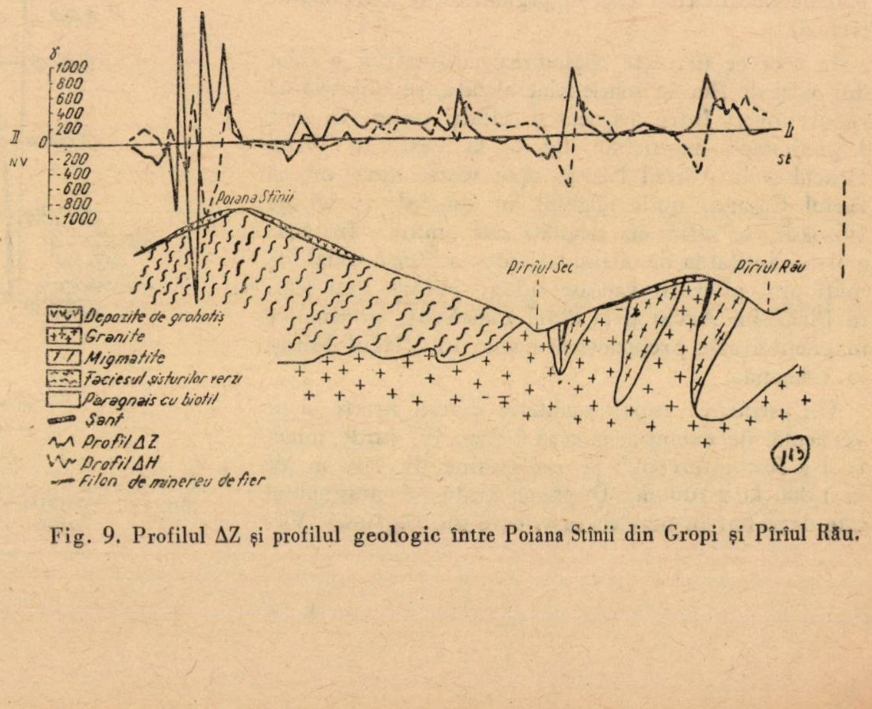


Fig. 9. Profilul ΔZ şi profilul geologic între Poiana Stînii din Gropi şi Pîrîul Rău.

care depăşesc uneori magnetizarea indusă, pentru o serie de formaţiuni geologice.

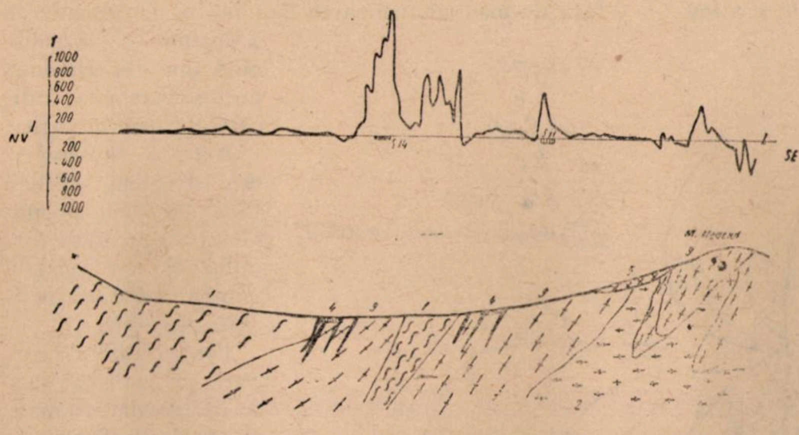


Fig. 10. Profilul ∧ Z şi profilul geologic din Custura Cuculeici:
1 — facies de şisturi verzi ; *2* — granite ; *3* — migmatite ; *4* — filoane de minereu de fier ; *5* — grohotiş.

Deoarece direcţia de magnetizare a corpului ca şi intensitatea ei influenţează forma şi mărimea anomaliei asociate, orice cantitate de magnetizare remanentă pe o altă direcţie decît a cîmpului magnetic actual, va da naştere la anomalii care necesită o interpretare diferită decît cea care se făcea în metodele clasice.

Cunoaşterea magnetizării remanente reprezită în acelaşi timp o sursă nouă de informaţie geologică.

Măsurătorile de magnetism remanent care au fost făcute pentru zonele de la vest şi de la est de Culmea Funicelul, pe probe colectate din şanţul 11, (fig. 9), şanţul 6 (fig. 10) şi puţul 1 galeria Pîrîului Coşana, şanţul 1, aflorimentul 1, aflorimentul 2 (fig. 12 zona de la est) sînt indicate în tabela 2.

Direcţia celor două anomalii studiate din cele două zone este asemănătoare.

Pentru anomaliile din figura 12 rezultatele măsurătorilor de magnetism remanent sînt indicate în figura 13 obţinîndu-se pentru 11 probe declinaţia medie de 45⁰ şi înclinaţia de 57⁰.

După datele date în tabela 2 este evident că magnetizarea remanentă are rolul principal în compunerea vectorului magnetizării şi determinarea aspectului celor două anomalii.

Pentru anomalia din figura 11, valoarea $Q=8$ şi declinaţia magnetizării remanente Ir sensibil egală cu deviaţia axului care uneşte maximul cu minimul anomaliei situat în planul vertical care conţine vectorul magnetizării, arată că magnetizarea indusă se poate neglija în compunerea vectorului magnetizării.

Pentru anomalia din figura 12, valoarea $Q=3$ şi declinaţia Ir 45⁰, în raport cu deviaţia de 24⁰ a axului care uneşte maximul cu minimul anomaliei faţă de poziţia N-S, arată că magnetizarea remanentă are o contribuţie mai puţin importantă ca în primul caz, neputîndu-se neglija magnetizarea indusă.

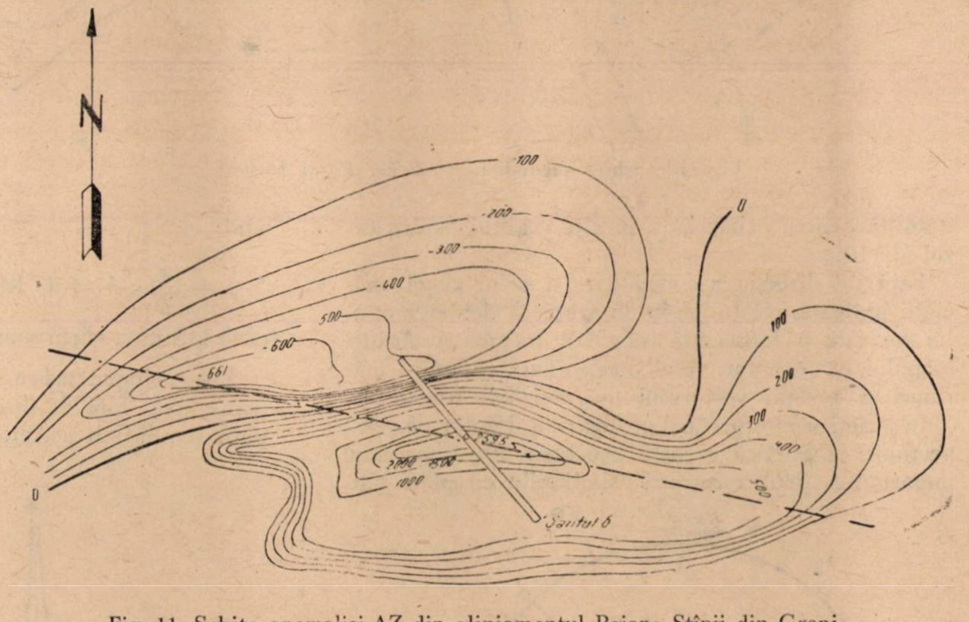


Fig. 11. Schiţa anomaliei ΔZ din aliniamentul Poiana Stînii din Gropi.

Tabela 2

Magnetizarea mineralizaţiei de fier

Nr. crt.	Denumirea probei	Magnetizare remanentă C.G.S. ×16⁶, *Ir* mediu	Magnetizare indusă C.G.S. × 10⁶ *Ii* mediu	$Q = \frac{Ir \text{ mediu}}{Ii \text{ mediu}}$	Declinaţia, *Ir*	Deviaţia axului care uneşte maximul cu minimul anomaliei, de la poziţia N – S magnetic
1	Oligist cu magnetit zona est Culmea Funicelul-*anomalia*	13 500	4 500	3	45°	24°
2	Magnetit cu oligist zona vest Culmea Funicelul-*anomalia*	120 000	15 000	8	279°	283°

Relaţia existentă între poziţia axului care uneşte maximul cu minimul anomaliei şi declinaţia vectorului magnetizării remanente nu este întîmplătoare şi a fost stabilită pentru prima oară în alte regiuni pentru cazul $Q=10$.

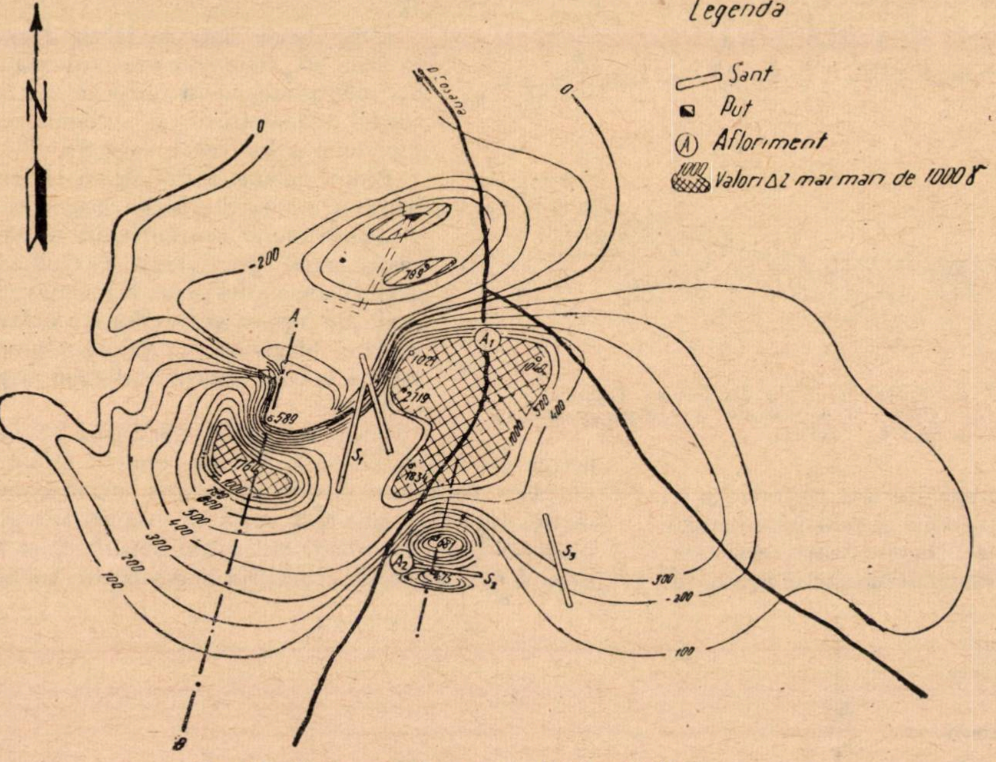

N
Legendă
Şanţ
Puţ
Aflorment
Valori ΔZ mai mari de 1000γ
0
0
0
-200
789
1077
2119
1834
589
A
B
A1
A2
S1
S2
S3
300
200
100
-200
100

Fig. 12. Schiţa anomaliei Δ Z din Pîrîul Coşana.

Faţă de direcţia asemănătoare a celor două anomalii indicate, relaţia amintită arată că devierea axului nu este o consecinţă numai a formei şi poziţiei corpului perturbator, rolul determinant avîndu-l mărimea şi poziţia vectorului magnetizării remanente.

În practica interpretării geologice a datelor de prospecţiune magnetică această concluzie are consecinţe importante. Pentru corpuri asimilabile cu plăci subţiri şi înclinate nu mai este posibil în toate cazurile să se interpreteze după poziţia minimelor $\triangle Z$ şi ΔH faţă de maxime înclinarea sau limita de extindere în adîncime a corpului, cînd una din cele două necunoscute este indicată de date geologice.

Această întrerupere este frecvent utilizată fără un studiu prealabil al magnetizării corpului şi este valabilă pentru cazul magnetizării verticale.

Pentru astfel de corpuri, cu extindere mare în adîncime cu magnetizare uniformă în cazul poziţiei arbitrare a vectorului magnetizării, s-au stabilit metode de interpretare a anomaliilor provocate. În figura 14 este indicat profilul $\triangle Z$ măsurat şi calculat pe anomaliile din figura 12, după această metodă cu relaţia :

$$Z = 1730 \left(\frac{-0{,}6\varphi + l}{\varphi^2 + l} \right) \tag{1}$$

unde :

$\varphi = \dfrac{x}{h}$; $h=4$ m determinat în puţul 1, adîncimea pînă la limita părţii superioare a filonului ;

Z — cîmpul măsurat în axa AB din planul xoz transversal faţă de direcţia corpului, asimilat cu un plan semiinfinit uniform magnetizat.

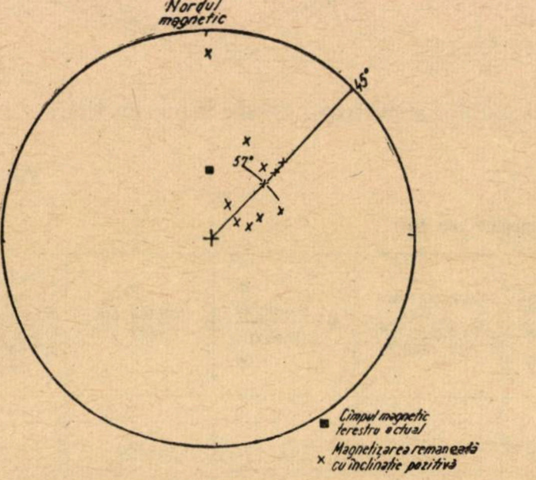

Nordul magnetic
45°
57°
Cîmpul magnetic terestru actual
Magnetizarea remanentă cu înclinaţie pozitivă

Fig. 13. Diagrama cu magnetizarea remanentă a mineralizaţiei de oligist şi magnetit din zona Coşana.

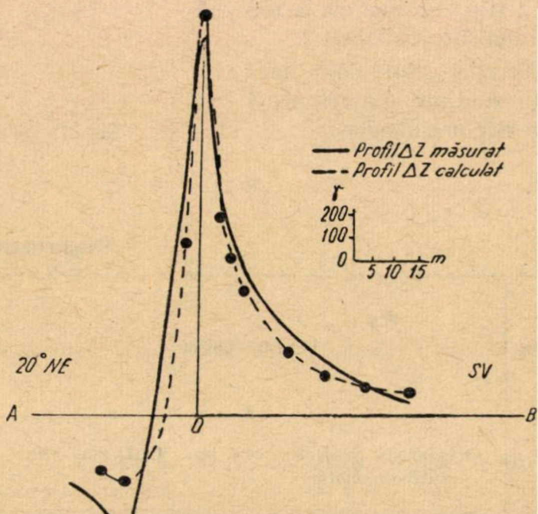


Fig. 14. Profilul ΔZ anomalia din Pîrîul Coşana.

Măsurătoarea se face în direcţia l, m, n unde $l=1$, $m=0$, $n=0$ faţă de planul meridianului magnetic, astfel încît componenta orizontală a cîmpului este O.

Faţă de acelaşi plan, vectorul magnetizării are poziţia L, O, N, oarecare.

Relaţia (1) s-a obţinut după

$$Z = \frac{I + C_8}{h}\left(\frac{\Lambda 2\varphi + 1}{\varphi^2 + 1}\right)$$

unde :

It este intensitatea de magnetizare ;
$C_8 = -2C_4 \,.\, \sin d + C_5 \cos d$;
$C_4 = lL - nN$;
$C_5 = -2(lN + Ln)$;
d — înclinarea planului sub axa xx ;

$$\Lambda_2 = \frac{\Lambda \cdot \operatorname{tg} d + 2}{\Lambda - 2 \operatorname{tg} d};$$

$$\Lambda_1 = \frac{2\,(lN + nL)}{nN};$$

$N = \sin ip$;
ip = înclinaţia vectorului magnetizării ;
$L = \cos ip \cos ap$;
ap = declinaţia vectorului magnetizării ;
$L^2 + N^2 = l$

Parametrii geologici folosiţi pentru obţinerea relaţiei (1) sînt asemănători cu cei reali obţinuţi în lucrările de dezvelire indicate în figura 12.

Pentru regiunea cuprinsă între Vîrful Nedeiu şi Pîrîul Coşana, în care apar mineralizaţiile, se poate face observaţia că valorile mari ale lui Q cît şi deviaţia vectorului magnetizării faţă de meridianul magnetic, sînt provocate de efectul combinat al magnetizării termoremanente şi de magnetostricţiune, Q fiind mai mare pentru mineralizaţia de magnetit cu oligist faţă de cea cu oligist şi magnetit.

Se poate conclude că filoanele mineralizate după punerea în loc au suferit presiuni puternice şi deplasări faţă de poziţia iniţială.

Exceptînd accidentele tectonice locale, poziţia preferenţială a axelor care unesc maximele cu minimele anomaliilor, diferite în două zone, localizează probabil un plan disjunctiv în culmea Funicelul, care este evident în isvoarele Pîrîul Luncăvăţ (fig. 1 harta din zona I).

Concluzii

Lucrările de prospecţiuni foarte detaliate pentru minereuri de fier în partea de vest a Munţilor Căpăţinei au scos în evidenţă o nouă structură geologică, diferită de interpretările mai vechi, alcătuită dintr-un meganticlinoriu cristalin străpuns axial de un batolit granitic paleozoic. În aureola de contact a acestui plutonit s-au produs vaste fenomene de granitizare, care au generat o arie largă de migmatite, atît în cupolă, cît şi pe flancurile acestei structuri, suportînd depozite mezozoice transgresive. Orogeneza austrică a creat disjuncţiuni şi deversări, ajungînd uneori pînă la forma de falii sub presiunea forţelor tangenţiale exercitate de la sud spre nord.

Mineralizaţia de fier legată de faza pneumatolitico-hipotermală a granitelor porfirice este alcătuită din oxizi de fier şi a constituit obiectul a numeroase cercetări geologice şi magnetometrice recente.

Cunoaşterea magnetizării mineralizaţiilor oxidice de fier a permis să se găsească o relaţie între declinaţia magnetizării remanente, aceeaşi în zone deosebite şi declinaţia axelor care unesc maximul cu minimul anomaliilor. Acest fapt a costituit o nouă sursă de informaţie geologică .

Compoziţia chimică şi mineralogică indică un minereu cu conţinut ridicat de fier. Totuşi grosimile reduse ale filoanelor, intermitenţa extinderii lor şi morfologia alpină greu accesibilă, fac ca această mineralizaţie să nu reprezinte deocamdată un zăcămînt de fier exploatabil în actualele condiţii de rentabilitate.

BIBLIOGRAFIE

[1] Apostoloiu, A. şi Prunescu, St. : *Raportul lucrărilor geologice din sectorul Lotru-Sebeş.* Arh. T.P.E.M., Bucureşti, 1958.

[2] Barth, W.F.T. : *Theoretical petrology.* New York, 1952, p. 367.

[3] Bercia, E. şi Bercia, I. : *Raport asupra cercetărilor geologice din Munţii Parîngului.* Arhiva Comitetului geologic, Bucureşti, 1959.

[4] Books, G. Keneth. : *Remanent magnetism as a contributar to some aeromagnetic anomalies geophysicsol.* Vol. XXVII, nr. 3, 1962, p. 359—375.

[5] Gradin, M : *Raportul lucrărilor geologice din Munţii Căpăţinei.* Arhiva T.P.E.M., Bucureşti, 1961.

[6] Grigore, I., Superceanu, C. şi Maieru, O: *Noi iviri de minereuri de fier în Carpaţii Meridionali.* Revista Minelor nr. 6. Bucureşti, 1960.

[7] Hall, H :*Direcţia de polarizare determinată de anomaliile magnetice.* Journal of Geophisical Research., vol. 64, nr. 11, 1959.

[8] Klein, M., Munteanu-Murgoci, Gh : *Raportul lucrărilor geologice în regiunea Coşana.* Arhiva T.P.E.M., Bucureşti, 1962.

[9] Sokolov, P. K :*Gheologhiceskie vstolkovanie magnetoresvedocinîh dannîh.* Gosgheoltehizdat, Moskva, 1956.

[10] Ştefan, R : *Raport geologic asupra regiunii Nedeiu şi Bistriţa Olteană.* Arhiva Comitetului geologic, 1953.

[11] Tănăsescu, M : *Raportul lucrărilor geologice la Baia de Fier.* Arhiva Comitetului geologic, Bucureşti, 1960.

[12] Trifulescu, M. şi Micu, C : *Prospecţiuni geologice pentru fier în Munţii Paring.* Raport geologic. Arhiva Comitetului geologic, Bucureşti, 1960.

[13] Trifulescu, M. şi Micu, C : *Prospecţiuni geologice pentru fier în Munţii Căpăţinei.* Arhiva Comitetului geologic, Bucureşti, 1961.

[14] Trifulescu, M., Dragomir, N. şi Arsenescu, V : *Prospecţiuni geologice pentru minereuri de fier şi neferoase în Munţii Căpăţinei, perimetrul Isvoarelor Luncăvăţului.* Arhiva Comitetului geologic, Bucureşti, 1962.

[15] Turner, Fr : *The evolution of the metamorphic rocks.* Washington, 1949.

[16] Zagheanschi, L. A : *Geochimia germaniului.* Analele Romîno-Sovietice. Seria geologie-geografie, decembrie, Bucureşti, 1962.

* * *

NOTE

Exploatarea pilierilor de protecţie a orizontului de bază la metodele de mare productivitate la mina Ghelar

Ing. T. Niţescu

În ultimii ani la E.M. Ghelar s-au aplicat noi metode de exploatare, unele dintre ele fiind aplicate pentru prima dată în ţara noastră.

Prin aplicarea metodelor de exploatare: cu galerii de suborizont, cu înmagazinarea minereului în spaţiul exploatat şi combinate cu înmagazinarea minereului în camere transversale şi pilieri prin galerii de suborizont, productivitatea muncii a crescut cu 20%, preţul de cost s-a redus cu 25%, iar producţia minei aproape că s-a dublat — date care includ şi fazele de pregătire a panourilor din care multe încă neabatate.

O dată cu terminarea extracţiei minereului din camerele de exploatare, au apărut unele probleme de rezolvat cum ar fi de exemplu exploatarea pilierilor de protecţie a orizontului de bază şi a pilierilor dintre camerele transversale de la metoda de exploatare combinată.

În nota de faţă se va prezenta modul de exploatare a pilierilor de protecţie a orizontului de bază, aplicat la E.M. Ghelar.

Condiţii existente la alegerea metodei de exploatare

Indiferent de metoda de mare productivitate aplicată, lucrările de pregătire de la orizontul de bază constau dintr-o galerie direcţională *D* săpată pe mijlocul zăcămîntului din mai multe galerii transversale *T* excavate din şase în şase şi din pîlniile de colectare a minereului depilat din masivul *P* (fig. 1).

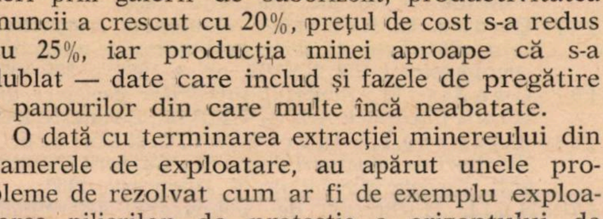


Fig. 1.

La exploatarea minereului cu galerii de suborizont, zăcămîntul s-a împărţit în blocuri de exploatare fără lăsarea unor pilieri verticali pe direcţie.

Datorită existenţei în masivul de minereu a faliilor transversale, plafonul camerei de exploatare s-a surpat împreună cu rocile sterile din tavan, de îndată ce suprafaţa tavanului deschis a depăşit 400—500 m². În consecinţă exploatarea pilierilor de protecţie a orizontului de bază trebuie să se facă în condiţiile de existenţă a rocilor sterile în camerele de exploatare din amonte.

★

Avînd la bază condiţiile de mai sus, s-a adoptat exploatarea pilierilor cu surparea minereului în felii de 6 m grosime.

În plan orizontal exploatarea pilierilor se face în retragere.

În prima fază se extrage minereul din tavanul galeriei transversale adiacentă zonei exploatate sau a extremităţii zăcămîntului (fig. 1). Pentru tăierea minereului din tavanul galeriilor transversale se perforează găuri lungi înclinate la 50—55°.

Înclinarea de 50—55° corespunde cu unghiul limită de curgere a minereului pe taluze naturale, ceea ce evită curgerea forţată a minereului şi sterilului din tavanul galeriei.

Pe măsură ce se evacuează minereul taluzat din puşcare este antrenat şi sterilul din camerele de exploatare sau minereul rezultat la abatarea suborizonturilor şi care a rămas în spaţiile moarte dintre pîlniile de colectare a minereului.

După extracţia minereului din tavanul primei galerii transversale urmează extracţia minereului din tavanul galeriei transversale imediat alăturate.

În faza a doua prin mijlocul pilierului mărginit de sterilul surpat din camerele de exploatare în spațiul celor două galerii alăturate, se excavează o fîșie *F* pînă la extremitatea zăcămîntului (fig. 2).

Între pereții fîșiei excavate și pereții de steril se lasă un perete de minereu de 0,7 m grosime, care face masă comună cu masivul din tavan. Lăsarea pereților de minereu împiedică, pe de o parte, curgerea sterilului din părțile laterale, iar pe de altă parte, asigură rămînerea unei plăci de protecție suficientă pentru porțiunile unde sînt practicate gurile de la pîlniile de colectare a minereului.

În faza a treia după ce fîșia a fost excavată pînă la extremitate, în retragere se extrage minereul din tavan și din pereții laterali (fig. 3). Pentru mărirea securității muncii la săpare fîșia se susține în cîmpuri de 0,5 m, iar la abatarea minereului din tavan și din pereții laterali, după necesitate, se mai montează cîte o armătură în cîmpurile de la săpare în scopul creării unei linii rezistente pentru limitarea liniei de surpare.

★

Productivitatea muncii pe abataj pe aceeași perioadă a fost de 4,97 t/post. Operația de bază — încărcarea minereului — s-a efectuat manual. Prin mecanizarea acestei operații (lucru care va deveni posibil o dată cu realizarea unei prelucrări a minereurilor mai diluate) se va putea obține o productivitate a muncii mai ridicată.

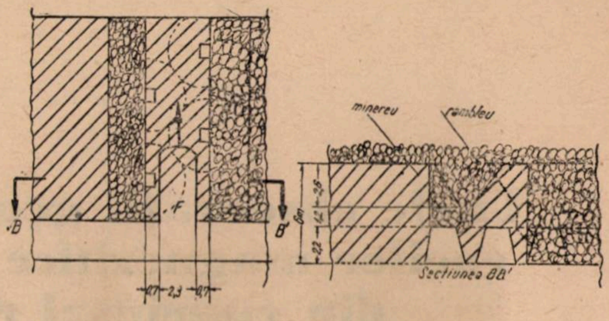


Fig. 2.

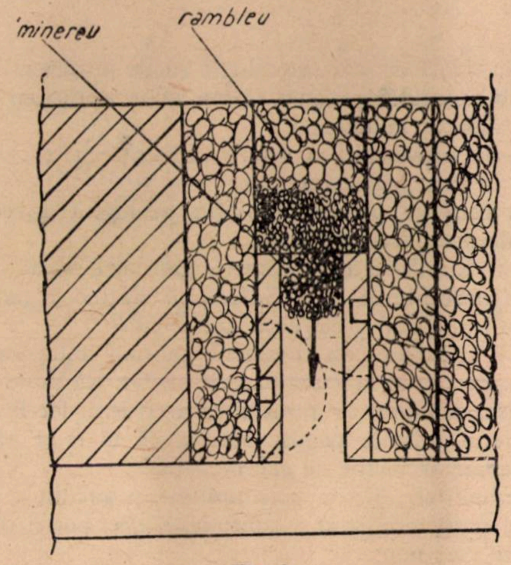


Fig. 3.

Unele observaţii geologice asupra prezenţei rocilor magnezitice şi a azbestului crizotil din cuprinsul rocilor ultrabazice

D. Deleanu

Din punct de vedere geologic rocile ultrabazice din sudul Banatului prezintă forma unor intruziuni care au străbătut autohtonul.

Rocile ultrabazice au suferit influenţa cutărilor produse în faza mezocretacică.

În ceea ce priveşte evoluţia geologică a rocilor ultrabazice părerile sînt diverse.

Gr. Răileanu consideră gabrourile mai vechi decît carboniferul, iar F. Schafarzik susţine că gabroul de Iuţi este mai vechi decît cretacicul.

Al. Codarcea consideră gabroul antepermian, iar I. Bercea se asociază părerii lui Gr. Răileanu care precizează faptul că intruziunea ar fi avut loc în carboniferul inferior pentru motivul că în el se găsesc remaniate elemente de gabrouri [3].

Peridotitele, piroxenitele, aplitele, pegmatitele, porfirele cuarţifere, străbat gabrourile, deci pot fi considerate mai noi.

De asemenea granitele brecifiate pegmatitice cu cuarţ şi plagioclaz, care străbat serpentinele, sînt mai noi decît ele.

Serpentinele s-au diferenţiat din gabrouri, peridotite şi dunite din aceeaşi magmă. Această serpentinizare este perfect observabilă în regiune prin diferitele grade de tranziţie existente, serpentinizare produsă printr-un proces de autometamorfism hidratogen.

În ceea ce priveşte stilul tectonic al rocilor ultrabazice, după I. Bercea, acesta nu se deosebeşte aproape de loc de acela al cristalinului de Poiana Mraconia, orientarea planelor de suprafaţă fiind de 50—80°NS, cu înclinări spre V.

Paragnaisele situate în partea de N şi NV a peridotitelor şi a serpentinelor încalecă peste ele.

Din observaţiile făcute în regiune de autorul notei de faţă, în anul 1962, reiese că pe lîngă planurile de separaţiuni conforme cu stilul general de cutare al regiunii şi linia principală tectonică* care separă cristalinul de Poiana Mraconia de rocile ultrabazice, formînd o curbă de 90° cu o porţiune orientată NE, iar alta EV (fig. 1), apar şi alte linii tectonice, aproape paralele cu porţiunea NS şi EV.

Acestea sînt greu observabile, însă prezenţa lor este trădată de apariţia intruziunilor de piroxenite şi a gabrourilor din peridotite şi serpentine cît şi mai ales a mineralizărilor de azbest şi magnezită care se găsesc orientate pe aliniamente bine definite.

Unul din aceste aliniamente este situat de-a lungul Dunării aproximativ NS pe direcţia Iuţi — Gura Ogaşul Mare — Gura Ogaşul Mic — Ciochiţa (Tisoviţa) — V. Recita Mare — Liubotina — Rudina Înaltă — Văcărie pe care apar corpuri de serpentine cu magnezită şi intruziuni de roci granitice. Pînă la Liubotina apare magnezită iar de aici la Văcărie apare îndeosebi azbestul crizotil.

Toate corpurile de magnezită au direcţia aproximativ NS înclinate spre NE. Alt aliniament aproximativ, paralel cu primul, se desfăşoară aproape de contactul gabrouri — serpentine şi este marcat de intruziunile de piroxenite dispuse pe direcţia Cioaca Maslat — Cioaca Babei — Cozilişte — Gura Pîrîului Suva — Dîlma — Potcoava, pe care apar zăcămintele de azbest crizotil cunoscute.

Acest aliniament se găseşte faţă de primul la un nivel mai ridicat. Al treilea aliniament (linie tectonică) se găseşte perpendicular pe primele două, orientat VE şi este situat pe direcţia izvorul Pîrîului Puşcarschi, izvorul Pîrîului Tiznit, Cioaca Filipa — Dîlma — Potcoava, fiind marcat de contactul serpentinitelor cu gabrourile pe care apare şi o intruziune alungită de piroxenit cît şi zăcămintele de azbest crizotil în exploatare (galeria Radu, Tiznit, Virgil, Florian, Dîlma etc.).

De remarcat că la intersecţia acestor linii (fig. 1) în dreptul Dîlma — Potcoava, zăcămintele de azbest sînt deosebit de dezvoltate, iar zona este foarte frămîntată. Aceste linii tectonice le considerăm drept rezultatele forţelor orogenice alpine din faza austrică laramică cît şi acelea de ridicări în trepte perpendiculare pe primele survenite de-a lungul Dunării şi paralel cu ea în cuaternar [14].

Cîteva date asupra mineralizărilor de magnezită şi azbest crizotil din regiune

Este binecunoscut că de rocile ultrabazice care sînt foarte sărace în aluminiu şi alcali, iar în schimb sînt bogate în magnezită şi fier, sînt legate cele mai dese ori zăcăminte de magnetit, crom, nichel, cobalt, magnezită, azbest, talc, iar cîteodată de platină şi cupru. Dintre aceste substanţe minerale utile, s-au

---

* Semnalată de F. Schafarzik şi confirmate de Th. Kräutner şi Al. Codarcea, linie tectonică care prezintă o curbă de 90° la circa 2 km de gura Văii Liubotina.

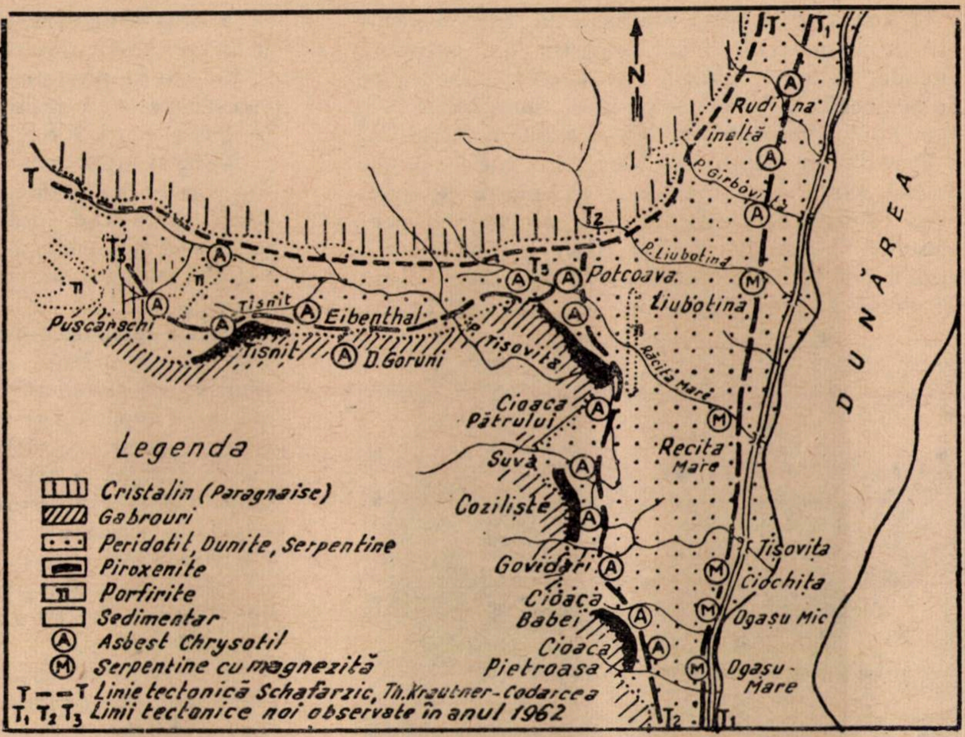

N
T
T₁
T₂
T₃
Rudina
Inelta
Gîrbovăț
Liubotina
Potcoava
Tisnit
Eibenthal
Pușcașchi
Tișovița
D. Goruni
Cioaca Pătrului
Recita Mare
Suva
Coziliște
Govidari
Cioaca Babei
Cioaca Pietroasa
Tisovița
Ciochita
Ogașu Mic
Ogașu Mare
DUNĂREA
Legenda
Cristalin (Paragnaise)
Gabrouri
Peridotit, Dunite, Serpentine
Piroxenite
Porfirite
Sedimentar
Asbest Chrysotil
Serpentine cu magnezită
Linie tectonică Schafarzic, Th. Krautner-Codarcea
Linii tectonice noi observate în anul 1962

Fig. 1.

pus în evidență zăcăminte de crom, azbest crizotil, serpentine magnezitice cu nichel, cobalt, talc etc.

În prezenta expunere ne vom preocupa numai de magnezită și azbest crizotil, rezumînd cîteva date asupra caracteristicilor și perspectivelor geologice.

Magnezita

Magnezita ($MgCO_3$) din regiunea Tisovița apare legată de serpentinele alternate și se prezintă sub forma unor acumulări distincte cantonate în peridotite și dunite. Aceste corpuri nu se găsesc răspîndite la întîmplare, ci sînt înșirate de-a lungul unui aliniament tectonic, cum s-a arătat și mai sus.

Acumulările de serpentină cu magnezită sînt, din punctul de vedere al situației geologice, al structurii, al formei, al dimensiunilor și al originii, asemănătoare cu cele exploatate în Grecia, insula Eubea.

Astfel, ambele se găsesc conturate în peridotite, situate de-a lungul unor linii tectonice. Cele de la Eubea sînt aliniate pe o fractură NV-SE, zăcămintele Daphnopotamos, Levadiki, Xenistrua, Pilovschi, Trupi (fig. 2).

Forma corpurilor de serpentinită cu magnezită care se găsesc între Ogașul Mare și Tisovița poate fi

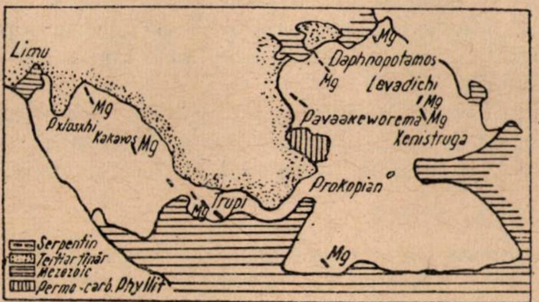

Limu
Daphnopotamos
Mg
Levadichi
Pavaakeworema
Xenistruga
Pilovschi
Kakavos
Trupi
Prokopian
Serpentin
Terțiar tînăr
Mezozoic
Permo-carb. Phyllit

Fig. 2.

asemuită cu cea a unor paralelipipede culcate SE cu dimensiuni comparabile cu dimensiunile zăcămintelor de la Eubea. Înclinarea corpurilor de magnezită de la Tisovița este constantă SE, iar direcția N 35—40° E (fig. 3 și 4).

Analizele mineralogice arată că magnezita se găsește în majoritate sub formă de hidrocarbonat cu conținuturi orientative de 82—83% $MgCO_3$.

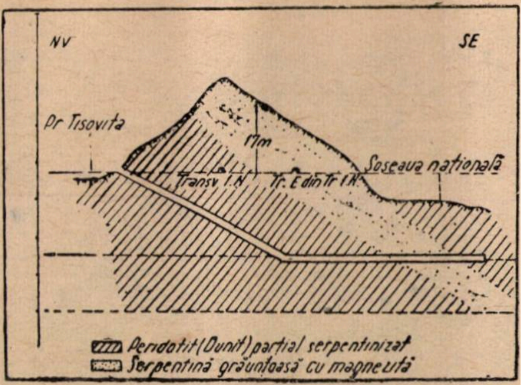

NV
SE
Pr Tisovița
Mm
Șoseaua națională
Transv. I.N.
Peridotit (Dunit) parțial serpentinizat
Serpentină grăunțoasă cu magnezită

Fig. 3.

Corpurile de serpentină cu magnezită prezintă două forme structurale care se pot observa chiar în același corp.

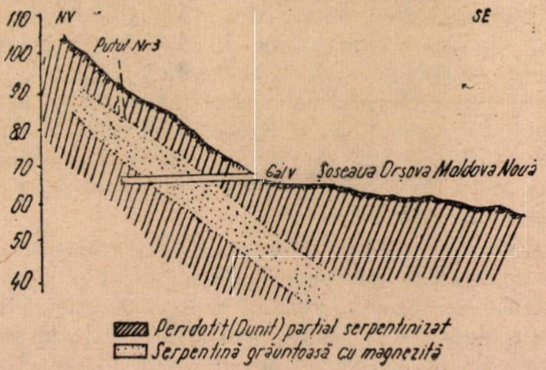

110
100
90
80
70
60
50
40
NV
SE
Puțul Nr 3
Galv
Șoseaua Orșova Moldova Nouă
Peridotit (Dunit) parțial serpentinizat
Serpentină grăunțoasă cu magnezită

Fig. 4.

O formă se prezintă sub aspectul unei îngrămădiri de nisip presat și este compusă din serpentină alterată, redusă la grăunți fini amestecați cu grăunți de magnezită de dimensiuni sub 1 mm pînă la 2—4 mm, totul fiind îmbrăcat într-o țesătură foarte fină poligonală de magnezită albă. Pe unele porțiuni această formă structurală este străbătută de numeroase filonașe de magnezită albă, orientate în toate sensurile. Grosimile acestor filonașe sînt cuprinse între 0,5 și 30 cm. Pe lîngă aceste filonașe se găsesc, de obicei, și mici îngrămădiri de magnezită albă.

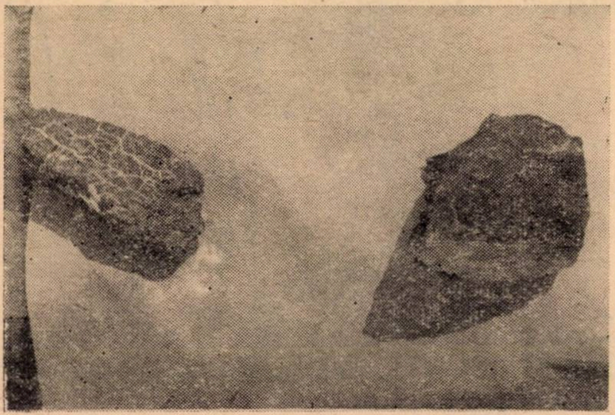


Fig. 5a.

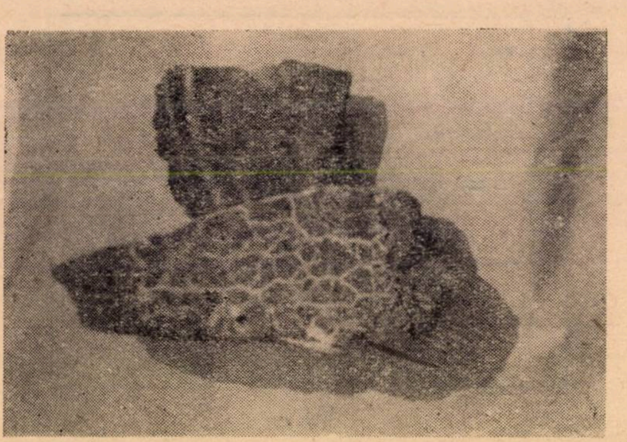


Fig. 5b.

A doua formă structurală se prezintă sub un aspect brecios fiind compus din materialul descris mai sus, cuprinzînd intercalații de 2—35 cm, peridotit negru, nealterat, avînd marginile colțuroase, iar unele dintre ele prezintă uneori marginile cu un început de serpentinizare. Forma colțuroasă a acestor elemente a rezultat prin acțiunea factorilor endogeni care le-au îmbrăcat cu o rețea poligonală și au provocat alterarea lor progresivă.

Culoarea acestor acumulări este verzuie-albă, iar acolo unde este pigmentată de oxizi și hidroxizi de fier este cenușie-roșiatică sau cărămizie-gălbuie. Materialul scos și expus mai multe zile la soare, uscat, devine alb-verzui cu atît mai alb cu cît cuprinde mai multă magnezită.

O situație similară se prezintă la zăcămintele de la Pyrgos Eubea, descrisă de prof. W. E. Petrascheck.

În ceea ce privește conținuturile, acestea pot fi considerate sărace față de zăcămintele de la Eubea și în special din U.R.S.S.

Nichelul apare sub formă de cruste de garnierit în asociație cu malachitul, azuritul și cobaltul sub formă de filonașe, însă cele mai adesea ca impregnații sau mici cuiburi. Pe lîngă garnierit nichelul s-a mai întîlnit și sub formă de sulfuri, pentlandit și bravoit.

În ceea ce privește originea magnezitei de la Tisovița, noi o considerăm hidrotermală, aducînd în sprijinul acestei păreri unele observații rezultate din lucrările de explorare și anume :

— magnezita s-a întîlnit și sub nivelul hidrostatic, de exemplu în orizontul 44,94 din mina Tisovița și în sondajul experimental de la poalele carierei de serpentină magnezitică Ciochita la o adîncime de 190 m, sub nivelul la care apele freatice nu au ajuns și deci nu au putut depune magnezită. Acest foraj nu a întîlnit nici un fel de ape pînă la adîncimea sa finală (200 m).

În corpurile de serpentină cu magnezită se întîlnesc bucăți de peridotit și dunit colțuroase, cum s-a arătat mai sus, cuprinse în serpentină redusă în grăunți. Aceste bucăți nu au putut avea altă origine decît cea provocată de acțiunea apelor hidrotermale și care, îmbrăcînd roca în forme poligonale sau triunghiulare, au dat prin eroziune forme colțuroase astfel cum demonstrează A. M. Bateman (fig. 5).

Magnezita se găsește sub formă de filonașe albe chiar în peridotitul proaspăt sau foarte ușor serpentinizat pe fisuri. În consecință, în aceste cazuri magnezita nu poate fi provenită prin alterarea rocilor din imediata sa apropiere, ci trebuie să fi provenit dintr-o zonă alterată mai profundă.

Spangenberg a demonstrat, în studiul său asupra magnezitei din Silezia, că transformarea brună a olivinei în minerale care conțin Fe_2O_3 iddingsit, xylotil și borolingit nu este datorită unei acțiuni superficiale, ci unei acțiuni hidrotermale care a eliberat magneziu.

La Tișovița în mai toate analizele mineralogice s-a întîlnit iddingistul iar alterațiile brune și roșii se pot net deosebi, în special în lucrările miniere.

Azbestul crizotil

Prezența azbest-crizotilului în rocile ultrabazice din sudul Banatului este citată de mult timp în literatura geologică. În trecut exploatarea sa s-a făcut rudimentar de către mici întreprinzători. Exploatarea sistematică a început în anul 1948 de către Comitetul geologic care a cercetat întreaga regiune. Pe baza acestor lucrări s-a început exploatarea mai intensă a crizotilului în anul 1950.

Prin lucrările executate în continuare de T.P.E.M. în anii 1962—1963 s-au făcut unele constatări asupra caracteristicilor și perspectivelor geologice oferite de regiune cu privire la azbest, dintre care menționăm :

— S-a remarcat că azbestul crizotil apare de preferință, în vecinătatea intruziunilor de piroxenite situate de-a lungul contactului gabrouri — peridotite — serpentine pe aliniamentele tectonice menționate mai sus. De remarcat că la încrucișarea acestor linii în zona Dîlma, Potcoava, mineralizările sînt foarte bine dezvoltate însă frămîntate, formînd uneori mici stocuri sau prezentînd direcții variate sau discontinuități.

— Azbestul crizotil se găsește cantonat în peridotite dure negre în care caz fibrele sînt regulat dezvoltate sub formă de firișoare perpendiculare pe crăpături, lungimea lor avînd de la sub 1 mm pînă la 1,8 cm. Cînd sînt cantonate în serpentină alterată, fibrele sînt bine dezvoltate, însă se găsesc în general cu serpentină sfărîmicioasă.

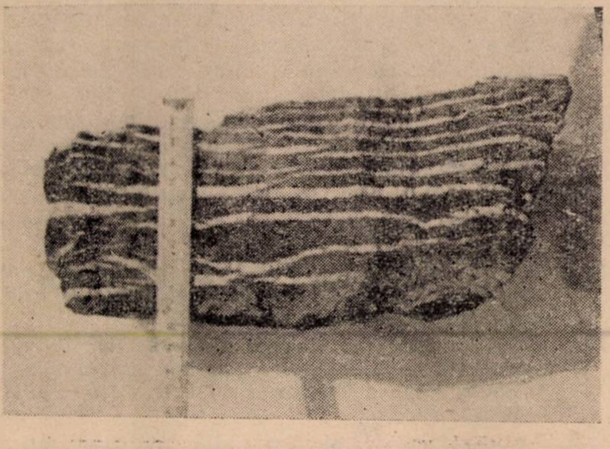


Fig. 6.

În porțiunile de la sud-vest de Tisovița crizotilul are culoarea albă-argintie, iar în regiunea Pelvaz (Gîrbovița) — Rudina Înaltă, are culoare aurie. Lățimea zonelor variază între 4 și 30 cm, avînd filonașe de la un număr de 3—4 pînă la 18—26, în unele cazuri acestea găsindu-se perfect paralele între ele (fig. 6).

S-a verificat existența unei legături paragenetice între intruziunile de roci acide (aplite, pegmatite, granodiorite) și azbestul crizotil. Crizotilul se află cantonat în peridotite, dunite sau serpentine, avînd în coperiș sau culcuș intruziuni de roci acide care, la rîndul lor, se găsesc lîngă o zonă talcitizată a cărei grosime ajunge uneori pînă la 2 m și mai bine.

De obicei se găsesc în asociație cu rocile acide două zone cu azbest, una în culcuș, iar alta în coperiș.

În general, rocile acide se prezintă complet sfărîmate, zdrobite, pe cînd zonele de peridotite, care cuprind crizotilul nu sînt afectate de tectonizări decît în anumite perimetre din regiune.

Principala observație făcută constă însă în următoarele: s-a remarcat că benzile cu azbest crizotil, identificate pînă în prezent prin aflorimente, au fost urmărite și exploatate ca zăcăminte individuale, adică s-a considerat drept zăcămînt benzile de peridotit cu crizotil, late de 6—26 cm situate în culcușul și coperișul intruziunilor de roci acide, totul avînd o grosime de 0,40—2,00 m lățime.

În acest fel s-a trecut de la un afloriment dintr-un perimetru al rocilor ultrabazice, la alt afloriment din altă porțiune, urmărindu-se conținuturile mai bogate și mai ușor accesibile.

Prin lucrările de explorări executate s-a remarcat însă că mineralizările cu azbest nu apar individual răspîndite neregulat ci ele se găsesc cuprinse într-o fîșie de roci peridotitice constituind cîmpuri de mineralizări (fig. 7).

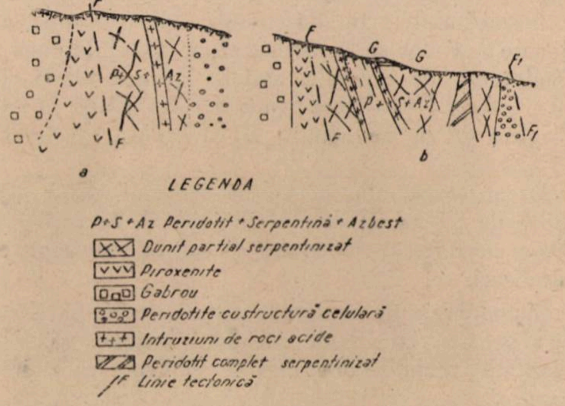

F
G
G
F₁
P+S+Az
a
b
LEGENDA
P+S+Az Peridotit + Serpentină + Azbest
XX Dunit parțial serpentinizat
VVV Piroxenite
□□□ Gabrou
Peridotite cu structură celulară
++ Intruziuni de roci acide
Peridotit complet serpentinizat
/F Linie tectonică

Fig. 7.

Pe baza cercetărilor efectuate s-a ajuns la concluzia că mineralizările cu azbest crizotil, din masivul de roci ultrabazice din sudul Banatului, se pot încadra în clasificarea zăcămintelor de crizotil făcută de P. M. Tatarinov [9] și anume în tipul Bajenovski.

În acest tip se încadrează și zăcămintele de azbest crizotil din Ural, Canada, Transvaalul de est (Barbertown), Rodezia de Sud, Sabani și Bulanaia.

Acest tip reprezintă următoarele particularități:

Zona cuprinzînd mineralizările de azbest crizotil are o lățime destul de mare (20—100 m), cu căderi de obicei apropiate de verticală și lungimi pe direcția de la 50—1 000 m.

În această zonă se pot distinge de obicei trei porțiuni:

Prima, din coperiș, în care se găsesc de obicei filonașe subțiri paralele de azbest care dau în general sortimente inferioare cu conținut de azbest în masa mineralizată de 6—15%. Această zonă trece înspre culcuș, progresiv într-o zonă în care se prezintă filonașe de azbest constituind rețele cantonate în peridotite serpentinizate (fig. 8).

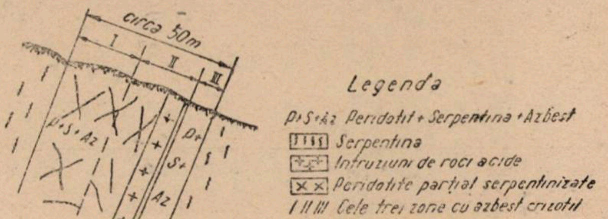

circa 50m
I
II
III
P+S+Az
P+
S+
Az
Legenda
P+S+Az Peridotit + Serpentina + Azbest
Serpentina
Intruziuni de roci acide
X X Peridotite parțial serpentinizate
I II III Cele trei zone cu azbest crizotil

Fig. 8.

Conținutul în azbest din masa mineralizată din această zonă (a doua) este de 3—8% și oferă, de obicei, sortimente superioare de crizotil.

În apropiere de culcuş există încă o zonă (a treia) de bordură, cu mineralizări cantonate în peridotite slab serpentinizate.

Conţinutul în azbest din această zonă este 0,5—2%, în schimb crizotilul este de calitate superioară.

În zăcămintele tip Bajenovski cele trei zone menţionate mai sus se repartizează pe toată lăţimea zăcămîntului, de exemplu, astfel : lăţimea totală circa 50 m ; zona I 15—20 m ; zona a II-a (azbest în reţea) — circa 20 m, iar zona a III-a azbestul de bordură 15—20 m.

Drept consecinţă, în loc să se urmărească mineralizările cu azbest crizotil individual, se explorează întreg perimetrul susceptibil să conţină asemenea mineralizări.

Metodologia de explorare expusă de V. M. Kreiter pentru tipurile de zăcămînt Bajenovski, va fi adaptată condiţiilor locale pentru zăcămintele noastre.

Aceasta schimbă aspectul explorărilor executate din anul 1950 pînă în prezent pentru azbest, şi mai ales al perspectivelor prin următoarele :

1) suprafeţele care oferă premise geologice pentru găsirea de azbest crizotil se măresc considerabil, deoarece pe lîngă porţiunile cunoscute purtătoare de azbest, se adaugă şi intervalele dintre ele, situate de-a lungul aliniamentelor tectonice menţionate ;

2) toate porţiunile cunoscute cu azbest, în lumina noii concepţii, pot fi considerate ca incomplet cercetate şi deci aplicîndu-se noua metodologie, ele însăşi pot oferi noi perspective ;

3) se preconizează cercetarea prezenţei azbestului crizotil şi înspre adîncime.

Ţinîndu-se seama că rezervele totale de azbest crizotil din teritoriul rocilor ultrabazice din sudul Banatului nu sînt încă nici pe departe cunoscute, noua concepţie asupra acestor zăcăminte şi metodologie de explorare sînt susceptibile să ofere perspective din cele mai interesante.

BIBLIOGRAFIE

[1] Codarcea, Al. *Note sur la structure géologique et pétrographigue de la region Ogradina-Svinița.* Inst. Géol. Roum., T. XXI, 1932—1933.

[2] Codarcea, Al. *Vue nouvelle sur la téctonique du Banat méridionale et du plateau de Mehédinți.* Ann. Inst. Géol., T XX, 1940.

[3] Bercea, I., Bercea Elvira, şi Olteanu, M. *Raport geologic asupra serpentinelor din zona Plavişevița Golețul Mic.* Inst. geol., 1955.

[4] Bercea, I. şi Bercea Elvira : *Raport asupra cercetărilor geologice în regiunea cuprinsă între V. Tişovița şi V. Mraconia şi asupra masivului de gabrouri de la Iuți.* Inst. geol., martie, 1985.

[5] Gheorghiu, C : *Fenomene de mineralizare în masivul de serpentine din Banatul de sud şi factorii care le-au determinat.* Raport 1948—1950.

[6] Gheorghiu, C : *Raport asupra lucrărilor de explorări geologice şi de prospecțiuni din masivul de serpentine din regiunea Tişovița* 1955 (I.S.E.M.).

[7] Gheorghiu, C : *Raport asupra lucrărilor de explorări geologice miniere executate pentru azbest crizotil.* 1948—1950 (ACEX)

[8] Gheorghiu, C. şi Trifulescu, M : *Raport asupra serpentinelor din Banatul de Sud.* Comitetul geologic, 1957.

[9] Gheorghiu, C : *Masivul de serpentine din regiunea Orşova cu privire specială asupra minereurilor.* Analele Universității C. I. Parhon, 1951—1952.

[10] Petrulian, N. şi Buzilă Steclaci, L. : *Contribuții la studiul serpentinelor nichelifere din R.P.R. Serpentinele din Banat.* Bul. Ştiinț. al Acad. R.P.R., V. VI, nr. 3, 1954.

[11] Petrascheck, W. E : *Zăcămintele de magnezită din insula Eubea (Grecia)* RADEX Helf 4, 1961.

[12] Kreiter, V. M : *Zăcăminte de substanțe minerale utile şi metodologia de explorare.* Moscova, 1961.

[13] Turner, Fr. J : *Mineralogical and Structural evolution of the Metamorphie Rocks.* The Geological Soc. Of. America (Memoir 30) 1948.

[14] Oncescu, N : *Curs de geologie.* Editura tehnică, 1959.

* * *

Recenzii

AJTAY ZOLTAN: **Protecția împotriva apelor de mină.** Editura tehnică, Budapesta, 1962.

Lupta împotriva apelor carstice și a altor ape de mină constituie unul din domeniile importante ale activității miniere. Mijloacele și metodele de luptă au evoluat și s-au modificat o dată cu adîncirea lucrărilor de exploatare.

Anual cheltuielile de energie pentru evacuarea apelor din mine reprezintă milioane de kWh, iar în prețul de cost al substanței utile, cheltuielile legate de evacuarea apelor reprezintă un capitol important.

Lucrarea redactată de Z. Ajtay este opera unui colectiv larg de ingineri maghiari, care au efectuat cercetări și lucrări în domeniul acesta.

Partea I a lucrării tratează problema apelor carstice care, în special în minele din R. P. Ungară, se manifestă frecvent.

După o analiză detaliată a condițiilor geologice specifice unor bazine maghiare, se analizează proprietățile hidrodinamice ale rezervoarelor carstice în general, și pericolele legate de acestea.

Metodele de luptă împotriva acestor pericole sînt împărțite în trei categorii:

— măsuri preventive;
— măsuri pasive;
— măsuri active.

Măsurile preventive sînt într-o strînsă dependență față de două condiții:

1) cîmpul minier să nu fie faliat;
2) grosimea specifică a stratului protector să depășească 1 m/at presiune a apei.

Dacă aceste condiții nu sînt îndeplinite, măsurile preventive nu pot fi aplicate pentru că ar presupune dimensionarea unor pilieri de substanță utilă mult prea mari.

Se redau calculele necesare dimensionării pilierilor de siguranță și se fac recomandări cu privire la ordinea și metodele de exploatare care trebuie aplicate în zonele carstice — protejate preventiv.

Măsurile pasive de apărare constau în cimentarea rocilor permeabile și a golurilor carstice, operație care pe lîngă protecția oferită împotriva eventualelor erupții de apă, duce la reducerea sistematică a debitelor de infiltrație și respectiv la reducerea cheltuielilor legate de evacuarea apelor.

Măsurile active de apărare se aplică acolo unde stratele sînt frecvent faliate sau unde nu există un strat impermeabil protector cu grosime corespunzătoare.

Măsura constă în evacuarea în ritm susținut a apelor care erup în mină, astfel încît în final să se realizeze și să se mențină o scădere a nivelului hidrostatic, care să permită extragerea substanței utile din zona respectivă.

Se citează cazuri în care s-au evacuat 16—18 m^3 apă/min, debit care a dus la scăderea nivelului hidrostatic din formațiunile carstice cu pînă la 65 m.

În acest caz, cheltuiala de energie pentru evacuarea apelor a fost de 44 kWh/t.

Referitor la aplicarea metodelor active de protecție, se redau calculele de dimensionare a instalațiilor de evacuare și a razelor lor de influență asupra scăderii nivelului hidrostatic.

Partea a II-a a lucrării tratează despre pericolele viiturilor de apă din rocile poroase și slab consolidate și despre modurile de protecție adecvate.

În primele capitole ale părții a doua se expun modurile de acțiune a stratelor acvifere și gazeifere, precum și proprietățile fizice și chimice ale apelor și gazelor din roci. Se insistă îndeosebi asupra gazelor solubile care, prin eliberarea lor, pot provoca mișcarea apei sub efectul presiunii gazelor.

Un alt capitol tratează în mod amănunțit caracteristica de permeabilitate a stratelor și stabilirea permeabilității după diferite criterii (granulația, curba de creștere sau de scădere a nivelului apei în sonde etc.).

În ultimele capitole ale acestei părți se descriu procedeele în care se poate realiza scăderea nivelului hidrostatic (sonde, galerii transversale, sonde-filtru, puțuri etc.) cu referire specială asupra borchișurilor. Se prezintă, de asemenea, utilajele folosite în aceste operații.

Partea a III-a se ocupă de mijloacele de luptă împotriva apelor de mină și tehnologia de aplicare a acestora.

În primul capitol se descriu metodele de cercetare a căilor subterane de mișcare a apelor cu ajutorul trasoarelor chimice și fizice, apoi se expune modul de stabilire a amplasării sondelor de adîncime, necesare cimentării golurilor carstice, executarea sondelor și efectuarea cimentării.

O altă cale descrisă este aceea a activării circulației apelor carstice cu ajutorul acidului clorhidric sau a exploziilor de adîncime.

Capitolul următor este deosebit de important, tratînd problema amplasării, dimensionării și construcției digurilor de protecție împotriva apelor, și a accesoriilor acestora (uși, rame, pilieri de încastrare etc.).

Se dau indicații cu privire la proiectarea și construirea bazinelor și stațiilor de evacuare a apelor și indicații cu privire la alegerea pompelor.

În sfîrșit, se expun o serie de măsuri generale care trebuie luate în minele cu pericol de viituri de apă. Între acestea se numără întocmirea corectă a hărților geologice și hidrogeologice, măsurarea debitelor de infiltrație și determinarea nivelului hidrostatic. Se fac apoi recomandări cu privire la salvarea celor izolați de inundații, cu privire la redeschiderea zonelor inundate și cu privire la metodele de exploatare optime, pentru minele periculoase din punctul de vedere al inundațiilor.

Ultima parte a lucrării tratează problemele cuprinse în normele de tehnica securității, referitor la pericolul erupțiilor de apă și măsurile care sînt impuse prin norme.

Se arată modul în care trebuie întocmit planul de combatere a avariilor și punerea lui în aplicare.

Lucrarea este o sinteză a experienței colectivului de ingineri, care au întocmit-o, și constituie un prețios ajutor inginerilor de la exploatările miniere ce prezintă pericol de inundație.

În felul în care a fost întocmită, lucrarea atacă succesiv toate compartimentele legate de pericolul viiturilor de apă din mine, recomandînd soluții verificate în practica mineritului maghiar și însoțindu-le cu fundamentări teoretice adecvate, sub forma calculelor de dimensionare și proiectare.

Ing. *V. Iușan*

RĂILEANU, GR., GRIGORAȘ, N., ONCESCU, N. și PLISCA, T. : **Geologia zăcămintelor de cărbuni cu privire specială asupra teritoriului R.P.R.**, Editura tehnică, București, 1963.

Publicarea unei cărți despre zăcămintele de cărbuni este cît se poate de binevenită. Intensa activitate de explorare desfășurată în ultimii 10—15 ani a furnizat un bogat material documentar care contribuie la o mai exactă cunoaștere a zăcămintelor noastre de cărbuni.

Cartea celor patru autori conține 341 pagini cu 133 figuri, la care se adaugă o listă bibliografică de 84 lucrări. La întocmirea textului referitor la zăcămintele țării noastre s-a ținut seamă de numeroasele și amănunțitele rapoarte geologice din arhivele unităților operative (T.P.E.M., I.S.E.M. etc.).

Lucrarea este alcătuită din trei părți.

Prima parte tratează geologia generală a zăcămintelor de cărbuni și totalizează 76 de pagini, grupate în opt capitole și anume:

Cap. I — Compoziția chimică și proprietățile cărbunilor.

Cap. II — Metode de cercetare a cărbunilor.

Cap. III — Clasificarea cărbunilor minerali.

Cap. IV — Descrierea diferitelor tipuri de cărbuni.

Cap. V — Formarea cărbunilor și a zăcămintelor de cărbuni.

Cap. VI — Tectonica și clasificarea tectonică a bazinelor carbonifere.

Cap. VII — Prospectarea și explorarea zăcămintelor de cărbuni.

Cap. VIII — Clasificarea și calculul rezervelor de cărbune.

Partea a doua, intitulată de autori „Descrierea principalelor zăcăminte de cărbuni de pe glob", cuprinde de fapt cîteva indicații sumare asupra unora din zăcămintele mai cunoscute. Din totalul de 36 pagini, consacrate acestei părți, 32 pagini sau circa 90% sînt afectate zăcămintelor din Europa și de pe teritoriul U.R.S.S., iar restul de 10% (circa 4 p.) sînt destinate tuturor celorlalte zăcăminte de pe glob.

Partea a treia se ocupă de zăcămintele de cărbuni din Republica Populară Romînă. Expunerea cuprinde 226 pagini și este repartizată în următoarele trei capitole:

Cap. I — Scurtă privire asupra structurii geologiei R.P.R.

Cap. II — Zăcămintele de huilă și antracit.

Cap. III — Zăcămintele de cărbune brun, lignit și turbă.

În vederea îmbunătățirii lucrării, într-o ediție viitoare, socotim util să facem în cele ce urmează unele observații critice.

În acest sens trebuie să menționăm, în primul rînd, nepotrivirea dintre titlul exterior, de pe coperta cărții și cel interior, care corespunde mai exact conținutului. Apoi se constată o disproporție prea accentuată între cele trei părți, în care autorii au considerat necesar să-și împartă lucrarea. Disproporția este atît de mare și legătura între materia expusă în trei părți este atît de strînsă, încît însăși divizarea apare nejustificată. În aceasta se reflectă și faptul că „părțile" sînt prea diferite ca volum (76 p., 36 p., și 226 p.). Materialul, încadrîndu-se într-o singură lucrare, trebuia împărțit într-un număr de capitole care se succed în chip firesc de la începutul pînă la încheierea cărții. Sistematizarea lucrării și armonizarea textelor întocmite de autori diferiți, s-ar fi putut realiza mai complet prin prezentarea capitolelor mai bine echilibrate ca volum. S-ar fi putut evita ca partea întîia să înscrie opt capitole pentru 76 pagini, partea a treia numai trei capitole pentru 226 pagini, iar partea a doua să rămînă fără subdivizare în capitole. Ca o consecință în partea întîi găsim capitole de o pagină și jumătate (cap. VI) sau două pagini (cap. VIII), iar în partea a treia capitole de 90 pagini (cap. II) sau 130 pagini (cap. III).

Se mai constată uneori că însuși titlul capitolului nu corespunde întocmai conținutului. De exemplu, capitolul VIII este intitulat „Clasificarea și calculul rezervelor", însă tratează numai clasificarea (fără a menționa de ce instituție a fost elaborată), în timp ce calculul rezervelor este abia amintit în ultimele două rînduri ale capitolului, fără a se face trimitere la alte lucrări de specialitate, care cuprind modul de rezolvare a acestei importante probleme.

Menționăm în treacăt și formularea necorespunzătoare a unui titlu de capitol: „Clasificarea internațională științifică". Sînt toate celelalte clasificări neștiințifice? sau, există și o altă clasificare internațională neștiințifică?

De fapt, titlul corect al subcapitolului trebuia formulat astfel: „Proiect internațional de clasificare a cărbunilor". A califica o asemenea clasificare drept științifică este de prisos, acest lucru poate fi admis apriori, dată fiind garanția pe care o prezintă forul care a adoptat și recomandat clasificarea.

Cele cîteva exemple de mai sus dovedesc că împărțirea cărții în trei părți, care prin natura lucrurilor nu puteau fi egale, a contribuit la accentuarea lipsei de omogenitate și de coordonare a textelor. Nu se poate invoca nici scuza că s-ar fi urmărit o prezentare mai unitară a fiecărei părți, deoarece acest lucru nu s-a realizat. Totodată, însăși partea principală a cărții, care se ocupă de zăcămintele din R.P.R., a trebuit să fie redactată de trei autori, care și-au împărțit materia pe capitole.

Lipsa de coordonare evidentă în planul de ansamblu al lucrării reiese și din unele amănunte privind descrierea neproporțională a zăcămintelor din diverse regiuni, chiar atunci cînd este vorba de cărbunii din țara noastră. Ceva mai mult, unor zăcăminte nu li se dă atenția corespunzătoare importanței lor economice, în timp ce asupra unor strate neexploatabile sau a căror valorificare este îndoielnică, se dă un număr de detalii prea mare. De exemplu la p. 239—240 se descriu amănunțit stratele de cărbuni din complexul Zimbor:

— stratul 1 format din 8 bancuri de cărbune cu grosimi de 0,01—0,08 m (!), care totalizează 0,39 m (!) separate de intercalații sterile groase de 0,03—0,81 m.

La fel sînt prezentate stratele 2, 3 și 4, precum și stratele din complexul Sînmihai, deși dimensiunile lor sînt și mai puțin corespunzătoare pentru exploatare decît cele citate mai sus.

În schimb nu se arată cu aceeași minuțiozitate grosimea unor strate exploatabile în cîmpul minier Vulcan din Valea Jiului (p. 202).

În general trebuie să arătăm că partea a treia a cărții evidențiază destul de bine rezultatele geologice ale intenselor lucrări de cercetări efectuate în R.P.R. după naționalizarea bogățiilor subsolului.

Nu sînt însă menționate toate rezultatele la care aceste lucrări au dus sau sînt pe cale să asigure deschiderea unor mine noi. Astfel, la pagina 208 se arată regiunile de perspectivă din bazinul Petroșeni, fără a se sublinia faptul că toate cele cinci cîmpuri miniere menționate sînt fie în curs de deschidere prin lucrările miniere începute, fie planificate să intre în producție în anii următori.

În concluzie subliniem importanța apariției primei cărți a unor specialiști din țară asupra geologiei zăcămintelor de cărbuni și sperăm că pentru ediția următoare întreaga lucrare se va prezenta mai omogenă în conținut, mai bine echilibrată și mai unitară ca structură. O mai bună coordonare va asigura atît continuitatea necesară în expunere, cît și echilibrarea conținutului repartizat fiecărui capitol.

Prof. *V. Patriciu*

◇

DOCUMENTARE

Kovliaşenko, N. N. **Despre problema eficienţei de folosire a aerului comprimat.** Ugol, nr. 11, 1963, p. 22—24.

Se prezintă o serie de consideraţii privind recomprimarea aerului la locurile de folosire şi posibilitatea de mărire a capacităţii maşinilor pneumatice.

Faţă de propunerile profesorului A. V. Dokukin pentru reducerea pierderilor de energie pneumatică, pe care le consideră greu realizabile, autorul recomandă perfecţionarea izolării conductelor de aer comprimat.

Această recomandare se face pe baza unor calcule tehnice de eficienţă a aerului comprimat la temperatură mai ridicată (80—90°C).

Se menţionează o serie de avantaje tehnico-economice.

Cheltuielile de izolare a conductei de aer comprimat se recuperează aproape într-un an de zile.

Umnov, P. I. **Primele rezultate ale aplicării armăturilor complexelor şi agregatelor mecanizate în Kuzbas.** Ugol nr. 11, 1963, p. 46—48, 1 tab.

Se analizează aplicarea diferitelor tipuri de complexe la minele din bazinul Kuzbas, evidenţiind totodată şi rezultatele deosebite obţinute cu unele combine. Astfel, cu combina K-52M s-a realizat în anul 1962 o producţie lunară medie de 11 150 t, iar în unele cazuri s-a atins 50—70 000 t lunar. Aceste rezultate se datoresc măririi coeficientului de utilizare a combinelor de la 35 la 66% şi prin viteze de lucru de 2,32 m/min faţă de 0,7—1,0 m/min.

Indicii tehnico-economici se pot îmbunătăţi prin introducerea armăturilor mecanizate şi a complexelor cu armături mecanizate.

Se citează o serie de armături mecanizate M-81 şi altele, combinate în diferite complexe (KM-87, KM-81, OMKT) care au permis realizarea unor productivităţi a muncii în abataje de 14,8—20,5 t/post şi un preţ de cost de 1,03—1,09 ruble/t.

În afară de aceasta, practica arată că folosirea armăturilor complexe şi agregatelor mecanizate la minele din Kuzbas, asigură condiţii de securitate a muncii şi are un efect economic însemnat.

Iliin, A. S. **Analiza depilării minereului prin găuri de mină adînci.** Gornîi jurnal, nr. 11, 1963, p. 14—15, 2 fig., 2 tab.

Se analizează efectele folosirii găurilor de mină adînci, amplasate după schema în evantai şi în paralel. Din rezultatele obţinute în două mine, se trag concluzii exprimate în indicii tehnico-economici.

Din analiza indicilor reiese că schema de depilare cu exploziv prin găuri de mină are o superioritate faţă de schema de împuşcare prin găuri de mină în evantai.

Totodată se enumeră avantajele şi dezavantajele ambelor scheme din punctul de vedere al ansamblului tehnologic de executare.

Balaş, F. N., Kovalciuk, H. U. şi Puglina, O. V. **Recuperarea fierului din sterilul uzinelor de preparare din Krivoi Rog.** Gornîi jurnal, nr. 11, 1963, p. 57—61, 2 fig.

Se analizează posibilitatea recuperării fierului din sterilul uzinei de preparare de la T.G.O.K.

Sterilul este reprezentat prin cuarţit cu conţinut de siderită, hematită, biotită, magnetită şi martită.

Se descriu încercările de laborator şi semiindustriale cu flotarea sterilului în prealabil sfărîmat şi recurăţat, obţinînd concentrate cu 46—50% Fe şi un steril cu 6,1—7,4% Fe.

Retratarea sterilului de la prepararea magnetică a cuarţitelor la uzinele de preparare din Krivoi Rog ar permite o recuperare de 5 milioane tone de concentrate de fier.

Sinţov, D. D. şi Kerevici, A. A. **Fundaţii de tip uşor pentru ventilatoare şi maşini de extracţie.** Şahtnoe stroitelstvo, nr. 11, 1963, p. 8—10, 4 fig., 1 tab.

Se arată că pînă în ultimul timp fundaţiile pentru ventilatoare şi maşina de extracţie se făceau din beton sau beton slab armat şi se expun tendinţele actuale de a uşura aceste construcţii prin aplicarea unor soluţii raţionale de executare. Analizînd soluţia de construcţie a fundaţiilor prin aplicarea betonului celular, permiţînd astfel, fără a reduce calităţile lui de exploatare, să micşoreze consumul de materiale.

Se expun diferite tipuri de fundaţii uşoare pentru ventilatoarele VK-06, VTO-3,1 şi pentru maşina de extracţie 2T—5×2,3.

Se scoate în evidenţă că economia de beton în cazul maşinii de extracţie este de 37%, iar în cazul ventilatorului VTO-3,1 — de 67%, reducîndu-se astfel şi costul respectiv cu 20% şi 37%.

Denisov, N. N. **Eficienţa economică a armăturilor pentru lucrările orizontale de la minele Kuzbas.** Şahtnoe stroitelstvo, nr. 11, 1963, p. 10—11, 1 tab.

Se expun rezultatele obţinute la susţinerea lucrărilor miniere în roci de tărie f=4 (după Protodiakonov), cu diferite feluri de armături: din beton monolit, din lemn, poligonale din plăci URP, metalice, metalice cu căptuşire de lemn, metalice cu căptuşire din beton armat, tubinguri din beton armat, din beton armat, ancorate şi cu stropire de beton.

Din tabela prezentată reiese că pentru aceleaşi condiţii (f=4) armătură-ancoră cu un strat din beton stropit o dată cu capacitatea de sarcină portantă ridicată este şi cea mai ieftină.

Lisiţa, E. M., Gorelîh, A. G. şi Trofimov, D. P. **Executarea mecanizată a armăturii din beton în bazinul Krivoi Rog.** Şahtnoe stroitelstvo, nr. 11, p. 19—22, 5 fig., 2 tab.

Autorii articolului se ocupă de stadiul mecanizării betonării galeriilor transversale cu secţiunea de 18,35 m², pe o lungime de 900 m de la mina Severnaia-Ventilaţionnaia nr. 1 din Krivbas.

Se arată că la betonarea puţurilor s-a ajuns la aplicarea curentă a procedeului de transport al betonului prin tuburi şi executarea betonării cu cofraje glisante, în timp ce la lucrările orizontale procedeul mecanizat de betonare încă nu este pe deplin determinat.

Se expun diferite încercări de transport al amestecului de beton prin tuburi, conteinere, vagonete, maşina pneumatică de beton, prin care se realizează betonarea cu cofraj metalic mobil sau cu cofraj metalic demontabil.

Se observă că pentru transportul amestecului de beton prin tuburi (prin puț) raportul apă-ciment trebuie să fie de 0,6 față de 0,42 pentru amestecul transportat prin conteinere.

Se face o descriere generală a utilajului folosit pentru betonarea mecanizată a lucrărilor orizontale, se dau indicii tehnico-economici comparativi ai betonării manuale și mecanizate cu cofraje din lemn, metalice mobile și metalice demontabile. Se trag concluzii că cofrajul mobil asigură o reducere importantă a volumului de muncă și a prețului de cost al susținerii, de asemenea mărește productivitatea muncii.

Aplicarea cu succes a betonării mecanizate este condiționată și de folosirea ingredienților plastifianți de tipul SSB (borhotul sulfito-alcoolic) și GKJ II (lichidul hidrofob-silicatorganic) pe de o parte și pe de altă parte întrebuințarea acceleratorilor de priză ($CaCl_2$).

Nichitin, A. A. și Dokșin, V. S. **Mărirea capacităților uzinelor de preparare prin reconstrucție și lărgire.** Țvetnîe metallî, nr. 11, 1963, p. 6—7, 1 fig., 1 tab.

Se expune problema privind alegerea soluțiilor de mărire a capacității de preparare prin construirea de noi uzine de preparare sau prin reconstruirea și lărgirea celor existente. Se ajunge la concluzia că indicii tehnico-economici sînt mai avantajoși în cazul reconstrucției uzinelor. Astfel, la capitolul investiții se obține o economie de 16,6%, se reduce greutatea utilajului tehnologic necesar cu 30,8%, volumul clădirilor scade cu 35,7% etc., pe lîngă aceasta prețul de cost de preparare scade cu 4,9%.

Astahov, R. I. **Depresarea piritei cu cianură într-un ciclu de zinc al flotației.** Țvetnîe metallî, nr. 11, 1963, p. 83—85, 1 schemă.

Se analizează pe scurt procesul de preparare a minereurile sulfurice de zinc și plumb din zăcămintele din Kodansk și Mihailovsk.

Minereurile din Mihailovsk conțin marcasită, sfalerită, cuarț, dolomită etc., iar cele din Kodansk sfalerită, galenă, pirită, subordonat pirotină, marcasită etc.

Prepararea se face după schema flotației selective, folosind sfărîmarea într-o singură treaptă cu o finețe de 70%—0,074 mm.

Depresarea mineralelor zincoase în flotația de plumb se realizează prin cianură (156 g/t) și sulfat de zinc (600 g/t).

La flotația zincului s-a constatat că folosirea a 40—80 g de cianură în prezența varului micșorează în mod apreciabil conținutul de fier în concentratul de zinc și îmbunătățește calitatea concentratului de zinc.

Prin această schemă s-a realizat o mărire a calității concentratului de zinc cu 4,9%, conținutul de fier s-a redus cu 4,6%, iar recuperarea zincului a crescut cu 1,3%.

Doljenko, V. I. **Folosirea armăturilor puternice rigide nu rezolvă problema.** Ugol Ukrainî, nr. 11, 1963, p. 17—18, 1 fig., 1 tab.

Se prezintă rezultatele cercetărilor asupra comportării diferitelor feluri de susținere a lucrărilor capitale la adîncimi variate. S-a observat că creșterea presiunii se accentuează de la adîncimi de peste 700 m.

Se dă diagrama repartiției tensiunilor în jurul unei lucrări de profil circular și se fac unele propuneri de experimentare în vederea asigurării stabilității lucrărilor prin mărirea artificială a rezistenței rocilor și reducerea stării de tensiune a masivului din jurul lucrărilor.

Kovalev, D. F. și Ignatenko, O. G. **Dirijarea coperișului prin prăbușirea totală, folosind scaune de așezare OKU pentru strate înclinate.** Ugol Ukrainî, nr. 11, 1963, p. 22—24, 4 fig.

Se analizează comportarea rocilor înconjurătoare formate din șisturi argiloase nestabile la exploatarea stratului de cărbune 0,7—0,8 m cu înclinare de 65—68° de la mina Kalinin din trustul Kalininugol.

Metoda de exploatare constă în trasarea cîmpului de exploatare prin galerii orizontale de transport și aeraj și formarea frontului diagonal de abataj în lungime de circa 80 m, folosind tăierea mecanică, susținerea metalică și plasa metalică, cu dirijarea coperișului prin prăbușirea totală.

S-a urmărit modul de prăbușire a rocilor și variația presiunilor în diferite locuri din spațiul abatajului, stabilindu-se că tehnologia veche de extragere cu ciocane de abataj este inferioară metodei noi cu întrebuințarea complexelor mecanizate și a stîlpilor cu sarcina portantă de 12—15 tone în frontul de lucru și 22—25 tone în zona spațiului excavat.

* * * **Mărirea calității minereului de cupru extras și reducerea prețului de cost la mina White Pine** (Michigan — S.U.A.). Mining World, 1963, nr. 9, p. 22—25.

Se descrie zăcămîntul de calcopirită dezvoltat în două zone separate printr-o intercalație de steril. Conținutul de calcopirită variază în zona superioară între 0,3 și 1,84%, iar în zona inferioară între 0,6 și 3,2%.

Se aplică metoda de exploatare cu camere de 8,5—9,4 m lățime, 3,7—4,3 m înălțime și 240 m lungime. Pentru lungimi mai mari se lasă picioare de siguranță.

Tăierea minereului se face cu exploziv, iar pentru încărcare se folosesc buldozere și mașini de încărcat Joy 18 HR 2.

Pentru transport se folosesc vagonete autocare de construcție specială pentru condiții miniere grele.

Susținerea camerelor se face prin ancore, în rețea de 1,2×1,2 m. Fixarea ancorelor se face cu ajutorul mașinii Joy.

* * * **Calculator-analizator pentru o rețea de aeraj minier.** Mining Journal, **261**, nr. 6674, 19 iulie 1963, p. 57, 1 fig.

Analizatorul a fost instalat la o mină de cărbuni. Pe un panou de 7,315 m lungime și 2,438 m înălțime s-a reprodus schița tuturor galeriilor și puțurilor minei, reprezentate prin linii și cercuri din policlorură de vinil. La o serie de aparate se marchează automat condițiile de aeraj din subteran, din diferite puncte, în ceea ce privește presiunile, debitele de aer și rezistențele întîlnite. Debitele și presiunile sînt redate prin intensități și tensiuni electrice, iar rezistențele cu ajutorul unor potențiometre. Un tablou de comandă cuprinde aparatele de măsură și o serie de butoane prin care se poate telecomanda trecerea curentului electric prin circuit, similar curentului de aer prin lucrările miniere. Analizatorul este extensibil, putîndu-i-se adăuga succesiv piesele pentru noi instalații subterane. Analizatorul se poate aplica și la rețele de distribuire a apei sau a gazelor.

* * * **Carotieră pentru luarea probelor de cărbune din găuri de sondă etanşate.** Mining Journal, **261**, nr. 6674, 19 iulie 1963, p. 55 şi 57, 1 fig.

Carotiera este destinată atît luării probelor, cît şi perforării unor găuri de mină etanşate ermetic, prin care să se poată observa şi măsura variaţia presiunii gazelor în strat, sub influenţa combinată a vitezei de tăiere în abataj, a drenării metanului şi a aerajului. Se perforează o gaură, de 101,6 mm diametru, cu adîncimea de 76,2—152,4 mm şi în aceasta se fixează cu ajutorul unui dop de ciment o ţeavă de 314 mm lungime şi de 76,2 mm diametru, folosind ciment cu priză rapidă. Apoi, prin dopul de ciment se perforează o gaură de 74,61 mm diametru şi 2,896 m adîncime, în care se introduce un tubing de 51 mm diametru. Spaţiul inelar dintre extremitatea de sus a tubingului şi ţeava de 76,2 mm diametru se etanşează cu flanşă şi garnitură. La flanşă se montează un cap de presiune, prevăzut cu cutie de etanşare. Prin aceasta se introduce garnitura de perforare cu carotiera şi se poate lucra în spaţiu ermetic. Carotiera este transportată la laborator într-un recipient special, în care se menţine presiunea din strat.

Pogorelîi, A. D. ş. a. **Studiul prin modelare al procesului de flotaţie.** Izv. vîsş. ucebn. zavedenii. Ţvetnaia metallurghiia, **6**, nr. 4, 1963, p. 26—35, 3 fig., 3 tab., 5 ref. bibl.

În experienţele de flotaţie este dificilă respectarea strictă a condiţiilor fundamentale de flotaţie şi anume identitatea tuturor particulelor flotate şi invariabilitatea proprietăţilor de flotaţie în timp. Din această cauză s-a trecut la cercetarea prin modelare a acestui proces, cu respectarea riguroasă a condiţiilor arătate. Flotaţia a fost modelată prin evaporarea unei substanţe volatile întru-un curent de gaze, barbotat printr-un strat de soluţie. Deasupra unei astfel de soluţii, presiunea parţială a vaporilor substanţei volatile este proporţională cu concentraţia ei în soluţie. Dacă viteza de trecere a gazului barbotat, gradul de dispersie a bulelor de gaz, înălţimea coloanei de soluţie şi temperatura sînt constante, viteza de antrenare a substanţei volatile este proporţională cu concentraţia acesteia în soluţie şi procesul se încadrează în legea diferenţială a procesului de flotaţie.

S-a lucrat cu o soluţie de brom în apă, cu o concentraţie de 5 g/l. Experienţele efectuate au demonstrat că procesul de antrenare a bromului elementar din soluţie cu ajutorul unui curent de bule de oxigen, modelează procesul de flotare a unor particule omogene. S-au studiat particularităţile de deplasare a bulelor de gaze prin stratul de soluţie în maşina de flotaţie şi variaţia compoziţiei soluţiei de brom în funcţie de durata experienţei, în regim de lucru continuu şi periodic. De asemenea s-a urmărit rolul temperaturii, al vitezei oxigenului, al compoziţiei şi al vitezei de alimentare a maşinii în procesul de antrenare a bromului, precum şi influenţa compartimentării camerei maşinii de flotaţie.

Studiul efectuat a demonstrat că procesul de antrenare a substanţelor volatile de un curent de bule de gaz dintr-o soluţie apoasă este subordonat legii lui Hénri şi constituie o metodă de studiu pe model al flotaţiei tulburelilor ideale monominerale şi monodisperse. S-a demonstrat în acelaşi timp valabilitatea tuturor legilor decurgînd din relaţia diferenţială $dC=C\varphi dt$, (în care C este concentraţia, φ — constanta vitezei de flotaţie, iar t — timpul), care exprimă legea flotaţiei tulburelii ideale în condiţiile flotaţiei libere.

Draper, J. C. **Reducerea cu ajutorul ventilatoarelor auxiliare a prafului de cărbune din căile de evacuare a aerului din mină.** Mining Congress Journal, **49**, nr. 6, iunie 1963, p. 35—37, 5 fig., 2 tab.

Praful de cărbune, produs în mare cantitate în cazul tăierii cu combine, este numai în mică măsură neutralizat de către praful inert de rocă pulverizat în abataje. S-a recurs la captarea prafului din abataj, aspirîndu-l printr-o conductă de aeraj cu ajutorul unui ventilator şi apoi refulîndu-l în galeria de evacuare. Se folosesc în acest scop ventilatoare electrice, cu motoare de 7,5 sau de 10 CP şi conducte de aeraj din tablă de 450 mm diametru. Simultan, în curentul de aer debitat de către ventilatorul auxiliar se injectează praf inert de rocă, în cantitate de 20 kg/h praf inert la 12 kg/h praf de cărbune produs de către o combină. În acest mod se trimite în galeria de evacuare un amestec inexplozibil de praf. Pentru efectuarea amestecului s-au construit două modele de agregat, montate pe cărucior cu pneuri şi compus din: ventilator, rezervor de praf inert şi alimentator. Debitul ventilatorului atinge 198 m^3/min, iar depresiunea 101,6—114,3 mm col Sl_2O. Capacitatea rezervorului de praf este de 91—104 kg şi debitul alimentatorului de 277—454 g/minut.

*** **Substaţie minieră de redresare în execuţie compactă.** Mechanization, **27**, nr. 6, iunie 1963, p. 50—51, 1 fig.

Substaţia de redresare şi alimentare are un gabarit de 2819 x 1524 x 1651 mm şi este amplasată într-o carcasă cu trei compartimente închise. Primul compartiment adăposteşte întreruptorul primar, compartimentul central cuprinde redresorul cu siliciu, iar cel de-al treilea, întreruptorul de distribuţie. În partea superioară a fiecărui compartiment, se află aparatele de control, măsură şi protecţie. Se construiesc substaţii de diferite puteri. Puterea maximă este de 300 kW, la o tensiune a curentului continuu de 275 V. Supraîncărcarea admisă este de 150% din sarcina maximă, timp de două ore sau de 200%, timp de un minut. Randamentul atinge 96,5%. Alimentarea se face în curent alternativ trifazat, de 4160 V şi 60 Hz. Substaţia este destinată în special furnizării curentului necesar tracţiunii electrice.

Pender, E. B. ş. a. **Susţinerea permanentă prin ancorare cu ancore cimentate a excavaţiilor subterane de mari dimensiuni.** Journal of the Institution of Engineers, **35**, nr. 7—8, iulie—august 1963, p. 129—150, 19 fig., 5 tab., 20 ref. bibl.

Rocile în care s-au efectuat astfel de susţineri sînt foarte tari sau tari, cu unele zone de minimă rezistenţă datorită accidentelor tectonice sau unor secţiuni locale de alterare. S-au folosit, pentru excavaţii de 3,66—6,40 m deschidere, ancore cimentate, cu cap expandabil. Lungimea unei ancore era egală cu cel puţin dublul distanţei între două ancore succesive şi, în acelaşi timp, cu de cel puţin trei ori adîncimea în teren a unui bloc de rocă, în cazul rocilor prezentînd planuri de fragmentare în blocuri. Astfel, zona de ancorare se extindea pînă în spatele celui de-al treilea rînd de blocuri. De exemplu, în granite dizlocate, s-a ajuns, în general, la folosirea unor ancore de minimum 2,44 m lungime. Distanţa între ancore, precum şi pretensionarea acestora trebuie astfel determinate, încît să se creeze o zonă de compresiune uniformă. Aceasta din urmă era — pentru cazurile prezentate — de 0,703 kgf/cm^2. În condiţii egale, ancorele folosite erau cu atît mai lungi, cu cît deschiderea excavaţiei era mai mare. Aderenţa între ciment şi suprafaţa laterală a ancorei era asigurată prin învelirea acestuia cu un amestec de rășină epoxidică și nisip sau, mai economic prin profilarea tijei. Se dau indicații asupra confecționării ancorelor și asupra procedeului de lucru aplicat în condițiile studiate.

*** **Filtre cu discuri rotative din material plastic, pentru spălarea cărbunilor după flotare.** Mining Equipement, **14**, nr. 7, iulie 1963 p. 9, 1 fig.

Filtrul servește la separarea lichidului din concentratul de flotare sau din șlamul floculat.

Un filtru este prevăzut cu 2—12 discuri de cîte 3,048 m diametru și avînd viteza de rotație de 0,375—1,5 rot./min. Fiecare disc are 12 sectoare interșanjabile, cu săculețe triunghiulare din țesătură de nylon. Aria de filtrare a unui filtru variază, după numărul discurilor, între 20,44 și 122,63 m^2. Amestecul de filtrat este absorbit, prin țesătura de nylon, dintr-un rezervor în care omogenitatea suspensiei este asigurată prin acțiunea unui agitator mecanic.

Scheletul discului este construit din hîrtie impregnată cu rășini fenolice.

Götte, A. și Hoberg, H. **Cercetări privitoare la influențarea adsorbției de agenți colectori la suprafețele mineralelor prin iradiere radioactivă.** Aachener—Blätter, **13**, nr. 3/4, iulie 1963, p. 178—185, tab., 2 ref. bibl.

Pentru a stabili cauzele modificărilor provocate în rețelele cristaline prin iradierea mineralelor în reactorul nuclear, precum și modificările proprietăților lor de flotare, s-au făcut încercări cu o grupă de minerale avînd structura piritei și cu altele avînd structura marcasitei. S-a plecat de la ipoteza că efectele observate depind de tipul de conductoare în care se încadrează mineralele respective, considerate ca semiconductoare. La încercările de flotație și măsurarea unghiului de contact s-a folosit xantat etilic de potasiu. S-a putut într-adevăr stabili o relație între tipul de conductor, modificarea conductivității electrice și modificarea adsorbției de colector, a cărei îmbunătățire corespunde unei măriri a frecvenței deficitelor de electroni, respectiv înrăutățirea micșorării lor, ca urmare a iradierii. De exemplu, conductivitatea mărită prin iradiere a haueritului indică o mărire a numărului de electroni deficitari, care explică adsorbția mai puternică a anionilor de xantat și ca urmare, mărirea considerabilă a unghiului de contact.

Lee, R. **Telecomunicațiile în industria minieră.** Mining Journal, **261**, nr. 6673, 12 iulie 1963, p. 30—31, 33, 2 fig.

Telecomunicațiile prin telefonie automată în mina descrisă, și între mină și suprafață se realizează prin cabluri speciale, cu o capacitate de 50 sau 100 de convorbiri simultane. Telefoanele din subteran sînt dotate cu un buton-contactor, care permite emiterea unui semnal de prioritate în caz de accident. Pentru diferitele sectoare ale minei, semnalele respective sînt specifice, corespunzînd unei codificări adaptate la mină. În punctele cu mult zgomot, receptorul este combinat cu un amplificator cu tranzistoare. Se pot efectua convorbiri între posturi subterane și orice post din rețeaua generală de suprafață. În sectoarele aflate în curs de extindere sau în caz de accidentare a rețelei cu fir, ori pe locomotive, se folosește radiotelefonia, cu cinci canale, pe banda cuprinsă între 95 și 155 kHz/s. Astfel în aceeași mină se pot stabili cinci rețele separate, cu funcționare simultană. S-au realizat un tip de aparat mobil și altul fix, ambele cu tranzistoare. Distanța de realizare a comunicațiilor cu acest aparataj este foarte variabilă în funcție de condițiile de teren.

Dolan, J. E. și Westwater, R. **Explozivi noi pentru împușcarea cu întîrziere în minele de cărbuni.** The Mining Engineer, **122**, nr. 35, august 1963, p. 779—797.

Pentru minele de cărbuni din Anglia, s-a prevăzut extinderea împușcării cu întîrziere. În acest sens s-au efectuat o serie de experimentări în scopul stabilirii gradului de pericol al folosirii acestei tehnologii de împușcare în minele grizutoase. Totodată s-a realizat un nou tip de exploziv antigrizutos denumit Carribel avînd următoarea compoziție: 7,5—9,5% nitroglicerină, 27,2—29,2% clorură de amoniu, 44,2—47,2% azotat de sodiu și 8,5—10,5% azotat de amoniu. Acest exploziv prezintă o viteză de detonație de 1500 m/s. Cu acest tip de exploziv s-au efectuat experimentări de împușcare în diverse condiții de mină, atît la săparea de galerii, cît și în abataje frontale. Încărcătura maximă admisibilă a fost de 670 g, în prezent acest exploziv fiind folosit în 70 mine de cărbuni.

Anderson, F. S. **Progrese în mecanizarea abatajelor frontale.** The Mining Engineer **122**, nr. 35, august **1963**, p. 797—803.

În perioada 1945—1962 producția de cărbuni din subteran a Angliei a crescut de la 174,6 milioane tone la 190 milioane tone, gradul de mecanizare a tăierii și încărcării crescînd de la 13—59,8%, ceea ce a permis o creștere a productivității muncii în abataje de la 2,70—4,55 t/post. Producția de cărbuni realizată pe combine a fost de 216—239 t/mașină și schimb.

*** **Perforator portativ.** Collierry Guardian, **207**, nr. 5335, 18 iulie 1963, p. 96.

Firma Warsop Power Tools Ltd. a realizat perforatorul percutant tip Fram-63 acționat de un motor cu ardere internă. Performanța perforatorului, comunicată de fabricant, este de 216 mm/min viteză de perforare în granit la un diametru al găurii de mină de 32 mm.

Cu o greutate de circa 30 kg, acest perforator este acționat de un motor în doi timpi cu o capacitate de 170 cm^3.

Se afirmă că principiul acestui tip de perforator a fost comunicat în **1960**.

*** **Susținerea pășitoare Carlton.** Annales des mines de Belgique, nr. 5, mai 1963, p. 615—618.

Noul sistem de susținere este format din trei cadre perpendiculare pe transportorul blindat. Cadrul central are trei stîlpi din care unul frontal și doi posteriori, iar cele laterale au numai cîte doi stîlpi. Cadrele sînt solidarizate între ele prin lame de oțel resort. Funcționarea celor șapte stîlpi este comandată de patru supape de culisare.

Susținerea tip Carlton are o suprafață de contact la coperiș de 180 dm^2, iar la culcuș de 158 dm^2. Grinzile au lungimea de 2,55 m, sarcina de fixare a stîlpului este de 7 t la 70 kg/cm^2 sau 20 t maximum pentru 196 kg/cm^2. Sarcina de culisare a fiecărui stîlp este de 20 t/stîlp. Înălțimea minimă a cadrului este de 0,88 m, iar posibilitatea de extindere a stîlpilor de 125 mm. Greutatea cadrului este de 2,5 t.

*** **Haveza cu tambur cu tăiere în dublu sens.** Annales des mines de Belgique, nr. 5, mai 1963, p. 615—616.

În cazul folosirii combinei cu tambur tip Anderton, jumătate din perioada de funcționare se pierde pentru curățarea și netezirea vetrei fîșiei tăiate pentru a permite revenirea combinei la extremitatea de unde începe tăierea frontului și a mutării transportorului și a susținerii.

Ca o modernizare adusă se citează realizarea unui raclor, în locul căruciorului, ce permite tăierea cu combina Anderton în ambele sensuri. Acest raclor se montează în spatele tamburului și curăță vatra fîșiei tăiate. Folosirea acestui dispozitiv permite mutarea transportorului și montarea susținerii imediat ce a trecut combina. Combina cu tambur devine în acest mod o mașină cu funcționare continuă, ceea ce permite creșterea productivității muncii. Se constată totodată că în acest mod se asigură reducerea cablurilor electrice și de tracțiune cu 50%, se poate reduce lungimea nișelor, iar condițiile de tehnica securității se îmbunătățesc.

*** **Sondeza Hydrack.** Annales des Mines de Belgique, nr. 5, mai 1963, p. 614—615.

Sondeza Hydrack, larg răspîndită în Anglia, în afară de ușurința de fixare a direcției de foraj, a telecomandei blocării tijelor de foraj și a uzurii reduse a filetului din îmbinări, prezintă și avantajele sondezelor cu diamante și cursă lungă. Sondeza dispune de o cutie cu 6 viteze, care a permis forarea și în roci foarte dure, putînd fora găuri în orice direcție. Pentru montare și folosire sondeza necesită o secțiune de 3 x 3 m, în cazul folosirii de tije de prelungire de 1,5 m. Acționarea se realizează prin motor electric antigrizutos sau motor pneumatic. Ca performanțe la forarea găurilor de sondă pentru captarea metanului sau pentru carotaj se citează viteza de 150 m/schimb/gaură cu diametrul de 75 mm.

Minne, J. **Susținerea mecanizată hidraulică Westfalia în 1963.** Annales des Mines de Belgique, nr. 5, mai 1963, p. 584—595.

Îmbunătățirile aduse cadrelor pășitoare hidraulice în ultimii ani nu au modificat practic arhitectura elementului de susținere și majoritatea modificărilor se efectuează prin adăugarea de noi elemente sau schimbări neesențiale ale elementelor constitutive ale cadrului. Astfel s-a trecut la folosirea de grinzi în formă de cheson, derivată din ideea grinzilor de egală rezistență. Plăcile de bază ale stîlpilor au fost întărite pe fața lor posterioară printr-o placă sudată de 15 mm, iar cursa de avansare se poate varia de la 440—880 mm în funcție de tipul de combină folosit în abataj. Lamele resort transversale se pot scurta în scopul reducerii distanței dintre axele cadrului, de la 800—600 mm în scopul măririi densității de susținere. În ceea ce privește stîlpii telescopici, se pot folosi stîlpi cu lungime minimă de 1 100 mm și cursă de 400 mm pînă la stîlpi cu lungimea minimă de 1 200 1 200 mm și cursa de 800 mm, cursa nedepășind 60—65% din valoarea înălțimii fixe. Totodată se pot folosi stîlpi cu dublă cursă telescopică cu lungimea minimă de 425—800 mm și cursă totală de 380—850 mm.

Goddeeris, G. și Agten, M. **Încercări cu susținere pășitoare și rambleiere pneumatică la o mină din Belgia.** Annales des Mines de Belgique, nr. 5, mai 1963, p. 596—601.

În scopul extinderii rambleierii pneumatice în abatajele dotate cu cadre pășitoare tip Westfalia, în care scop se studiază modificările ce trebuie aduse cadrelor pășitoare Westfalia pentru a le adapta la lucrul în strate cu înclinări de 10—20° și pentru lucrul cu rambleiere. Prima modificare ce se impune constă dintr-un șorț metalic articulat, plasat la spatele cadrului pentru limitarea abatajului de zona rambleiată.

*** **Instalație pneumatică de rambleiat.** Journal of mines, metals and fuels, **11**, nr. 6, iunie 1963, p. 11—12.

Instalația este destinată rambleierii pneumatice, chiar cu material abraziv, la o capacitate de 120 t/h. Pentru a asigura o funcționare cît mai sigură, mașina de rambleiat poate fi alimentată cu material de circa 200 mm, care este apoi sfărîmat la dimensiunile necesare, chiar în mașină. În cazul în care măcinarea materialului de rambleiat se realizează în instalație, capacitatea de rambleiere se reduce la 25 t/h material sfărîmat. Instalația permite realizarea rambleierii în goluri plasate deasupra lucrării miniere în care este plasată instalația, la o distanță de 12 m.

Horne, J. C. și Pierson, F. L. **Exploatarea sărurilor de potasiu, cu front lung și combină.** Mining Congress Journal, **49**, nr. 7, iulie 1963, p. 21—26.

Zăcămîntul de săruri de potasiu se găsește la o adîncime de 300 m avînd o grosime de 3,6 m și o înclinare de 5°. Tăierea se efectuează cu o combină Goodman care permite realizarea a 76 t/post.

Bachstroem, R. H. **Un nou sistem de susținere a gurii puțului înainte de săpare.** Glückauf **99**, nr. 11 sept. 1963, p. 1 048—1 052.

Noul procedeu constă în forarea la periferia secțiunii viitorului puț a unor găuri de sondă cu diametrul de 880 mm, decalat, și în care se toarnă beton de calitate. După ce betonul a făcut priză, se forează găuri similare în spațiul dintre găurile betonate anterior, care se betonează și ele formînd un perete din coloane de beton care constituie susținerea gurii puțului. În unele cazuri, distanța dintre găurile betonate anterior este de 620 mm (1 500 mm între centre) iar găurile din etapa a doua se forează și prin beton, umplîndu-se în acest caz cu beton armat. Procedeul prezintă interes în special în cazul în care rocile de la gura puțului pe grosimi de 7—30 m sînt argiloase.

Knatz, H. și Paulmann, H. G. **Relații între petrografie și proprietățile de rezistență ale rocii înconjurătoare din carboniferul din Ruhr.** Glückauf **99**, nr. 19, 11 sept. 1963, p. 1 053—1 057, 7 fig., 3 tab., 7 ref. bibl.

La rezolvarea unor probleme miniere, în special acelea referitoare la susținere, la utilizarea mașinilor de abataj, la perforarea rocilor etc., este necesar să se folosească rezultatele probelor de rezistență ale rocii înconjurătoare, însă valorile acestor rezultate sînt foarte împrăștiate și din această cauză interpretarea lor întîmpină dificultăți. Se arată modul după care această interpretare poate fi ușurată cu ajutorul datelor petrografice, întrucît proprietățile de rezistență ale rocilor depind în mare parte de compoziția mineralogică și de structura lor. S-au studiat în special relațiile dintre tăria alternantă permanentă (Vibrotest) respectiv rezistența la întindere și compoziția mineralogică, granulometria și structura rocii înconjurătoare a stratului de cărbune.

Kuschel, K. H. **Săpare mecanizată a unei galerii de preabataj cu rambleierea pneumatică cu sterilul din săpare.** Glückauf **99**, nr. 19, 11 sept. 1963, p. 1 057—1 059.

În scopul realizării acestei tehnologii s-a folosit o mașină specială de rambleiat rezultată din combinarea concasorului tip BB-20 cu gura de alimentare de 350×600 mm și capacitatea de 15—25 m^3/h cu o mașină de rambleiat Briedèn tip KZS-20. Mașina de încărcat din front descarcă roca pe o bandă ce o trece în ansamblul de sfărîmare-rambleiere, care o dirija prin conducte în abataj.

Galeria de preabataj cu secțiune de săpare de 12,6 m^2 și secțiune utilă de 9,4 m^2 se sapă în gresie. În acest scop se forau 37 găuri de mină cu lungimi de 2,4 m realizîndu-se la o împușcare o avansare de 2,2 m. În schimbul I, trei muncitori perforau găurile și împușcau frontul, în schimbul al II-lea, patru muncitori efectuau încărcarea, sortarea, sfărîmarea și rambleierea, iar în schimbul al III-lea, doi muncitori transportau materialele necesare și susțineau galeria.

Osterlow, W. **Cheltuielile de investiție și împărțirea lor la construcția unei spălătorii de cărbuni de mare capacitate.** Glückauf nr. 21, octombrie, 1963, p. 1 160—1 172.

În articol sînt analizate cheltuielile de investiție făcute pentru construirea unei spălătorii de huilă de 730 t/h și a unui siloz de cărbune brut de 6 000 tone capacitate în R.F.G. Autorul analizează în amănunt, după un plan special întocmit, cheltuielile de investiție făcute pentru construcția spălătoriei amintite mai sus. Pe baza acestui plan, investițiile făcute sînt împărțite în 8 clase principale și 25 subclase, precum și în 6 categorii de cheltuieli, dîndu-se și indicații asupra a numeroase alte cheltuieli specifice. Prin aceasta se urmărește să se clarifice problema cheltuielilor de investiție pentru instalațiile de preparare atît în ceea ce privește cheltuielile specifice cît și a investiției totale, contribuindu-se în acest fel la găsirea căilor pentru micșorarea acestor cheltuieli.

Bystron, H. **Depresiunea ventilatorului principal în timpului incendiului în curentul de aer ascendent.** Annales des mines de Belgique, nr. 5, mai 1963, p. 602—613.

În timpul unui incendiu de mină, care a durat mai mult de un an, autorul a verificat o teză personală derivată din ecuația fundamentală a lui Budryk ($h_i : h_e : < R_i : R_e$) care arată că este permis să se micșoreze depresiunea ventilatorului principal h_e dacă s-a construit în prealabil un baraj R_i de foarte mare rezistență la intrarea în galeria incendiată.

Teoria autorului și aplicarea ei confirmă principiul fundamental al lui Budryk în ceea ce privește „necesitatea de a menține în permanență o ușă de securitate la intrarea în căile în derivație avînd o mică rezistență și de a închide imediat această ușă în caz de incendiu în astfel de căi, oricare ar fi depresiunea ventilatorului principal".

Autorul dă mai multe formule pentru calculul debitului de aer care trece prin ușile de aeraj, al debitului minim pentru evitarea exploziilor gazelor de incendiu și al cantității de materiale combustibile arse în cursul unei zile de incendiu.

Luînd parte la combaterea incendiului în mină, care avea un sistem complex de aeraj care a putut fi readus prin calcul la sistemul normal și simplu al lui Budryk comportînd un circuit interior, unul exterior și unul lateral cu aeraj ascendent, autorul a putut face observații directe și colecta date științifice în cursul a circa 2 000 de ore de participare efectivă la combaterea incendiului.

Kotlear, V. N. **Tendințe noi în studiul depozitelor endogene.** Razvedka i ohrana nedrî, **29**, nr, 9, sept. 1963, p. 1—4, 11 ref. bibl.

În prezent, în teoria formării minereurilor, una din problemele principale o constituie problema mineralizărilor din formațiile vulcanogene. Această problemă este tratată după următoarele puncte de vedere: rocile vulcanice și intrusive au origini diferite și formarea lor este legată de etapele diferite ale evoluției geologice din diferitele părți ale scoarței terestre; produsele efusive și alte produse ale activității vulcanice la răcire pierd repede substanțele ușoare dizolvate în ele ; procesele actuale de vulcanism nu sînt însoțite de formare de depozite de minereuri. Se trasează problemele viitoare de studiu.

Pereț, V. A. și Frolov, I. S. **Automatizarea operațiilor de calcul la evaluarea rezervelor de materie primă minerală.** Razvedka i ohrana nedrî, **29**, nr. 9, sept. 1963, p. 5—10, 2 fig., 1 tab.

Pentru evaluarea rezervelor zăcămintelor de fier s-a elaborat un program tip de calcul. Zăcămîntul de fier studiat avea următoarele caractere : întindere mare și un grad înalt de concentrare a componentului util ; construcție geologică relativ simplă ; trei tipuri morfologice și genetice diferite.

Pentru calculul automatizat al rezervelor s-a aplicat următoarea clasificare : zăcăminte la care calculul de rezerve se face prin metoda blocurilor geologice ; zăcăminte la care la calculul de rezerve se aplică metoda secțiunilor ; zăcămintele la care se aplică în măsură egală ambele metode sau metoda statistică de calcul.

În programul tip de calcul s-au menținut operațiile succesive obișnuite, iar calculul de rezerve începe cu conturarea corpurilor de minereu și a intervalelor, după datele furnizate de probe. Elementele de calcul sînt trecute pe o cartelă perforată cu 80 de coloane și introduse în mașina electronică de calcul cu care se determină conținutul mediu de component mineral și grosimea de strat a acestuia. Metoda descrisă permite creșterea calității și extinderea posibilităților calculelor geologice, reducerea de 3—4 ori a duratei de calcul necesare pentru evaluarea rezervelor și prin aceasta economii materiale.

Boldîrev, G. P. **Studiul tehnologic și evaluarea zăcămintelor de minereuri de fier la prospectare.** Razvedka i ohrana nedrî **29**, nr. 9, sept. 1963, p. 10—17, 1 fig., 1 tab., 12 ref. bibl.

Schema de prospectare a zăcămintelor de minereuri de fier, propusă de autori cuprinde : o fază de lucrări de cercetare geologică, o fază de cercetare tehnologică și de încercare prin probe și o fază de studii geologico-inginerești, hidrogeologice etc. Schema prevede studierea principalelor proprietăți naturale ale minereului, care pot servi procesului de preparare și condiționare în scopul punerii în evidență a tipurilor de minereu din subteran. Pentru ușurarea studierii acestor proprietăți se dă un tabel în care se trece compoziția mineralogică, compoziția chimică, granulometria mineralelor, caracterele structurale și de textură ale minereului și proprietățile fizice ale minereului.

Kizilștein, L. I. și Șiuneakova, N. N. **Metodă prin corelare pentru calculul rezervelor de germaniu din cărbune.** Razvedka i ohrana nedrî, 29, nr. 9, sept. 1963, p. 20—24, 1 fig., 3 tab.

Metoda prin corelare folosită la calculul rezervelor de elemente rare și disperse constă în stabilirea, cu ajutorul unor procedee speciale de statistică matematică, a relației dintre cei doi componenți ai substanței minerale utile și utilizarea acestei relații în calculul rezervelor unuia din componenți pe baza cunoașterii concentrației celuilalt component. O aplicare a acestei metode se face la evaluarea concentrației medii de germaniu din zăcămintele de cărbuni. În acest scop este necesară cunoaşterea relaţiei dintre concentraţia de germaniu din cenuşă şi cantitatea de cenuşă a cărbunelui, care se determină pe baza unor calcule simple, prezentate în articol. Verificarea preciziei determinărilor se face cu ajutorul unei relaţii care conţine eroarea de determinare a concentraţiei medii şi valoarea conţinutului mediu de germaniu din cărbune. Metoda descrisă permite reducerea numărului de elemente de determinare, necesare la calculul rezervelor de germaniu şi poate fi folosită la prospectarea de detaliu atît la zăcămintele de cărbuni în studiu de prespectare cît şi la cele în exploatare unde precizia determinării cenuşilor de cărbune este satisfăcătoare.

Simonov, E. V. ş. a. **Procedeu nou de încercare pe strate a orizonturilor acvifere.** Razvedka i ohrana nedrî, 29, nr. 9, sept. 1963, p. 27—32, 3 fig.

Se propune o nouă metodă care permite executarea probei stratului acvifer fără a mai fi nevoie de tubarea găurii de sondă. Metoda constă în introducerea cu prăjinile de foraj cu Ø 50 sau 63,5 mm a unui filtru de construcţie specială cu Ø de 92 sau 65 mm. Filtrul poate fi cu spălare sau de tip cu melc şi se caracterizează prin simplicitatea de construcţie şi de exploatare. Proba se execută prin aer-lift sau prin pompare de lichid. Durata necesară introducerii filtrului este mică şi nu depăşeşte 10 minute pentru un filtru cu spălare sau 10—15 min pentru un filtru cu melc.

***. **PKVI-3.** Ugol Ukrainî, 7, nr. 9, sept. 1963, p. III.

Dispozitivul PKVI-3 este destinat controlului duratei impulsului tensiunii de împuşcare şi intensităţii curentului la sfîrşitul impulsului, dezvoltat de explozorul cu condensator. Eroarea măsurilor nu depăşeşte 12%.

Valoarea maximă a duratei impulsului care se poate măsura este de 4 ms, valoarea minimă a impulsului admisibil este de 3 a^2 ms, intensitatea minimă la sfîrşitul impulsului admisă este de 1 a, rezistenţa maximă a reţelei verificate este 440 ohmi, rezistenţa minimă a reţelei verificate este 150 ohmi. Gabaritul aparatului este de 200×132×220 mm, iar greutatea 4,5 kg.

Kotkin, A. M. **Dezvoltarea proceselor de preparare a cărbunilor în R.S.S. Ucraineană.** Ugol Ukrainî, nr. 9, sept. 1963, p. 1—7, 7 tab.

Procedeele de preparare a cărbunilor s-au dezvoltat pe calea aplicării unor noi utilaje şi tehnologii pentru obţinerea sorturilor de calitate superioară. Prepararea prin gravitaţie este cea care predomină în uzinele de preparare, ocupînd circa 85% din volumul total de preparare mecanică. Procedeul cel mai răspîndit este cel de zeţaj în maşini, iar cel care ocupă o proporţie mai mică este cel pe jghiaburi şi în medii dense, urmînd apoi cel pe mese de concentrare şi în separatoare pneumatice. Pentru flotaţie se folosesc instalaţii moderne, precum şi reactivi de calitate superioară. Dintre acestea se menţionează fracţiunile de alcooli sintetici, în special fracţiunea cu temperatura de distilare + 200°C care contribuie mult la creşterea cantităţii de cenuşă eliminată (circa 70% şi chiar mai mult).

Pentru purificarea apelor şi deshidratarea cărbunilor preparaţi se folosesc decantoare piramidale, pîlnii şi ciururi de deşlamare. În majoritatea cazurilor, conţinutul de solid în apele de recirculaţie este de circa 100—150 g/l. Pentru intensificarea purificării apelor se foloseşte poliacrilamida, precum şi filtrele cu vid. Ca schemă de perspectivă pentru purificarea apelor şi deshidratare, se recomandă cea cu o singură fază, contribuind în acest fel la reducerea numărului de utilaje şi la reducerea volumului de muncă la operaţiile respective.

Pentru ciuruire se folosesc în prezent în special ciururi cu rezonanţă care prezintă avantaje mari, în comparaţie cu alte ciururi şi anume au un consum mai mic de energie electrică, sensibilitate redusă faţă de neregularităţile încărcării, securitate la deservire şi durată mare de serviciu. Pentru luarea probelor au fost create instalaţii mecanizate tip P-2 şi OV-2.

Novojilov, M. G. ş. a. **Scheme tehnologice noi pentru exploatarea la zi a zăcămintelor de minereu de mangan din R.S.S. Uraineană.** Gornîi Jurnal, 138, nr. 9, sept. 1963, p. 12—16, 1 fig., 3 tab.

Se descriu variantele noi ale schemelor de exploatare la zi a zăcămintelor de minereuri de mangan din bazinul Nikopol. Folosind complexele de utilaje cu acţiunea continuă şi cu o productivitate de 3 000 m^3/h, schemele propuse permit exploatarea sectoarelor cu grosimea stratului pînă la 80 m şi creşterea producţiei carierelor pînă la 2 000—2 800 mii tone de minereu pe an. În felul acesta, ridicînd la maximum productivitatea complexului de utilaje, se vor obţine indicatori tehnico-economici echivalenţi cu cei ai utilajelor cu debit de 8 000 m^3/h.

* * *

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

Recomandări privind întocmirea articolelor tehnico-ştiinţifice

1. FONDUL ARTICOLELOR

1.1. Lucrări ce pot fi prezentate spre publicare :

1.1.1. De importanţă generală (principii noi, dispoziţii noi, rezultate experimentale originale, studii teoretice inedite, ale unor fenomene fizice şi procese tehnice cu caracter general).

1.1.2. Tehnico-ştiinţifice, speciale, teoretice sau experimentale, avînd contribuţii originale, dar referindu-se la un domeniu de specialitate restrîns (extinderea valabilităţii unor dispoziţii, aplicarea unor teorii sau metode cunoscute la o problemă nouă, rezultate experimentale inedite sau de control) :

1.1.3. Tehnice obişnuite (expunerea studiului unor probleme tehnico-ştiinţifice, discuţii şi critici ale unor rezultate cunoscute etc.).

1.2. Legătura cu practica muncii de cercetare, proiectare, învăţămînt, producţie este condiţia esenţială pe care trebuie să o îndeplinească tema tratată. Lucrările de sinteză sau de discuţie trebuie să se refere la probleme noi şi actuale, de interes general. Articolele interesînd industria vor cuprinde consideraţii privind eficienţa economică a soluţiilor. Se recomandă ca articolele să cuprindă propuneri de viitor.

1.3. Verificarea experimentală se impune ca necesitate de prim ordin la lucrările care se pretează la asemenea verificări.

1.4. Lucrări care au mai fost publicate integral sau parţial nu pot fi trimise redacţiei spre publicare.

2. FORMA ARTICOLELOR

2.1. Organizarea lucrării :

2.1.1. Titlul va prezenta în minimum de cuvinte obiectul lucrării.

2.1.2. Numele autorului va fi precedat de prenume.

2.1.3. Un scurt rezumat fixînd premisele de la care s-a pornit, problema studiată şi cadrul în care este tratată, nedepăşind 6—8 rînduri, se va anexa lucrării.

2.1.4. Împărţirea pe capitole se va face cu cîteva subtitluri potrivit alese, în număr strict necesar pentru o expunere clară a ideilor şi înlesnirea orientării.

2.1.5. Textul. În introducere se încadrează problema în preocupările generale ale disciplinei şi în preocupările producţiei ; de asemenea se arată scopul lucrării, subliniindu-se expres contribuţia autorului. Tratarea va trebui să fie unitară permiţînd inteligibilitatea fără dificultăţi a problemelor. Se vor evita introduceri sau demonstraţii voluminoase, de asemenea se va evita repetarea în text a ceea ce poate fi găsit în literatura publicată sau poate fi redat intuitiv prin materialul grafic ilustrativ, tabele etc.

2.1.6. Concluziile vor concentra rezultatele obţinute, cu indicarea limitei de valabilitate şi aplicaţiile posibile.

2.1.7. Anexele pot cuprinde demonstraţii originale sau absolut necesare înţelegerii formulelor din text : de asemenea, în anexe se pot da exemple de calcul în cazul articolelor care necesită asemenea exemple.

2.1.8. Citarea literaturii de specialitate. Afirmaţiile luate din alte lucrări şi care nu sînt în general cunoscute vor fi referite la lista bibliografică de la sfîrşitul lucrării. Referirea se face indicîndu-se poziţia lucrării în lista bibliografică, în paranteze drepte.

2.2. Prezentarea lucrării :

2.2.1. Nivelul articolelor va fi înalt.

2.2.2. Stilul. Redactarea va fi clară şi concisă. Ortografia va fi în concordanţă cu regulile Academiei R.P.R. Nu se admit prescurtări, cu excepţia celor unanim cunoscute.

2.2.3. Dezvoltările matematice vor fi limitate la cele absolut necesare înţelegerii raţionamentului matematic. Sînt suficiente, în general, punerea în ecuaţie şi indicarea rezultatelor. Pentru demonstraţii se vor alcătui anexe (v. pct. 2.1.7).

2.2.4. Tabelele se vor folosi în cazul cînd date numerice importante nu pot fi reprezentate grafic satisfăcător. Nu se admite folosirea concomitentă a datelor numerice sub formă de tabelă şi diagramă. Tabelele vor fi referite în text şi se va indica sursa lor.

2.2.5. Materialul grafic ilustrativ (figuri, fotografii) va permite reprezentarea clară şi intuitivă a unor idei, puncte de vedere. Ele trebuie să completeze expunerea din text şi vor fi referite cu grijă în text, indicîndu-se sursa lor.

2.2.6. Sistematizarea şi numerotarea capitolelor se vor face cu grijă, evitîndu-se excesele. Se recomandă utilizarea sistemului zecimal.

2.3. Forma exterioară a lucrării.

2.3.1. Terminologie, mărimi şi unităţi. Se recomandă a fi conforme cu normele internaţionale şi STAS în vigoare.

2.3.2. Scrierea formulelor. Se recomandă o atenţie deosebită scrierii formulelor conform STAS. Indicii şi exponenţii se vor scrie mai mici decît baza şi aşezaţi mai jos sau mai sus decît baza. Se vor scrie, de asemenea, cu grijă literele majuscule, minuscule sau cele ruseşti, romane, greceşti, gotice etc. Numerotarea formulelor se va face în paranteze rotunde, în dreapta.

2.3.3. Figurile trebuie executate unitar şi raţional. Ele vor fi numerotate în continuare. Fotografiile vor fi pe hîrtie strălucitoare alb-negru. Explicaţia figurilor se va face pe o pagină separată.

2.3.4. Notele din text se numerotează în continuare.

2.3.5. Citarea literaturii în text se face prin simpla indicare a poziţiei lucrării în cadrul listei bibliografice, în paranteze drepte, fără alte menţiuni.

2.3.6. Lista bibliografică se va întocmi cuprinzînd lucrările la care se referă textul (cît şi figura sau tabele), atît cele speciale cît şi cele generale. Se vor indica toate datele în transcripţii originale. Pentru cărţi : numele complet, prenumele prescurtat, titlul complet (eventual şi tradus, în paranteze), ediţia, editorul, locul editării, anul. Pentru articole : numele complet, prenumele prescurtat, titlul complet original (eventual şi tradus, în paranteze), revista, tomul, numărul, anul, pagina.

2.3.7. Scrisul la maşină al articolelor este recomandat cu insistenţă, exceptîndu-se lucrările scrise caligrafic. Se scrie pe o singură faţă, la două rînduri (2 000 semne pe pagină). În partea stîngă a foii se lasă o margine de 5 cm.

2.3.8. Paginaţia se face în continuare. Se recomandă un volum de 10—12 pagini pentru articole.

2.3.9. Expedierea. Lucrările (în dublu exemplar) vor fi prinse cu agrafe. Manuscrisul se expediază cu paginile întinse format A 4 şi cu plicul conţinînd materialul grafic-ilustrativ anexat.

3. RELAŢII CU REDACŢIA

3.1. Nu se admite trimiterea concomitentă a textului la alte publicaţii.

3.2. Articolele se trimit cu o notă însoţitoare pe adresa redacţiei. În notă se vor indica : titluri academice, funcţiuni, localitatea şi adresa, nr. de telefon.

3.3. Lucrările executate în cadrul diverselor instituţii sau organizaţii vor purta aprobarea acestora de publicare.

3.4. Corecturi se vor face după normele tipografice în vigoare.

3.5. Corecturile trimise autorilor vor fi înapoiate în maximum 48 ore de la primire. Nu se admit modificări esenţiale faţă de manuscris. Modificările importante ale manuscrisului cad în sarcina autorului.

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

CONTENTS

Gîrjoabă, V. *Study concerning the possibilities of productivity increase in the mining industry, based on the analysis of the factors of influence.*

……

Anton, P. *Blasting with simple explosive mixtures.* II

……

Iliescu Lucia, Rosinger, P. and Popa, E. *About the possibilities of utilization of some oxidated ores, composed of copper carbonates, oxides and silicates.*

The researches organized by the Institute For Mining Research (ICEMIN), în order to establish the technology of utilization of the oxidated copper ore of Rănuşa are set forth. Considering the impossibility to obtain favourable results by means of flotation, the application of a combined method, „the Mastovici method", has been studied.

……

Bojin, S. and Popa, T. *Economical criterions concerning the application of ore dressing.*

……

Suciu, S. *New orientation in the borehole construction of deep drillings in the Jiu Valley.*

The author presents some aspects of exploration drilling in the Jiu Valley, concering actual borehole constructions at the depth of 400, 700 and beyond 700 m. Based on the results obtained at some deep wells, the author proposes the elimination of the 127 mm borehole diameter, passing over to slim-hole drilling (Ø 97 mm), obtaining thus 15% increase of the commercial speed, as well as a reduction of 12—25% of the drilling cost.

……

Trifulescu, M., Apostol, A. and Micu, C. *The iron mineralization of the Căpăţina mountains*

In the article, series of iron mineralizations, connected with the porphyry-granite intrusion of the Meridional Carpathes, are pointed out.

NOTES.

Deleanu, D. *Some geological observations about the magnesite ores and the chrysotile-asbestos contents of the ultrabasic rocks.*

REVIEWS

DOCUMENTATION

SOMMAIRE

Gîrjoabă, V. *L'étude des possibilités d'accroissement de la productivité du travail dans l'industrie minière en partant de l'analyse des éléments d'influence.*

……

Anton, P. *Le tir des mines avec mélanges d'explosifs simples.*

……

Iliescu Lucia, Rosinger, P. et Popa, E. *Possibilités de mise en valeur des minerais oxydés, constitués par des carbonates, oxydes et silicates de cuivre.*

Sont présentées les recherches effectuées à ICEMIN afin d'établir le procédé technologique pour la mise en valeur du minerai cuprifère de Rănuşa. Vue l'impossibilité d'obtenir de bouns résultats uniquement par flottation, on a entrepris des recherches et on préconise l'application d'une méthode de préparation combinée, la méthode Mostovici.

……

Bojin, S. et Popa, T. *Critériums d'appréciation économique concernant différentes applications de la préparation des minerais.*

……

Suciu, S. *Quelques observations sur les dimensions des trous de sonde au forage de profondeur dans la région de Valea Jiului.*

On présente certains aspects concernant l'expérience acquise au forage de recherche dans la région de Valea Jiului, pour les sondes ayant de 400 à 700 mètres de profondeur et au delà. S'appuyant sur les résultats obtenus au forage de ces sondes, l'auteur avance la proposition de renoncer aux trous à grand diamètre (127 mm) en adoptant des dimensions plus réduites (97 mm), ce qui permettra d'obtenir une augmentation d'environ 15% de la vitesse comerciale de forage et une diminution de 12 à 25% du prix de revient.

……

Trifulescu, M., Apostol, A. et Micu, C. *La minéralisation ferrifère des Monts Căpăţinei.*

On signale unee série de minéralisations ferrifères en relation avec les intrusions de granites porphyriques des Carpathes Méridionales.

NOTES

Deleanu, D. *Quelques remarques géologiques concernant les roches magnésiennes et l'asbeste chrysotile des formations ultrabasiques.*

COMPTES — RENDUS

DOCUMENTATION

INTREPRINDEREA DE STAT PENTRU COMERȚUL EXTERIOR

Katowice — 7 Ligonia — R.P. Polonă
Căsuța poștală: 825
Telefon: 329—61; 366—06
Telex: 18209
Telegrame: CENTROZAP—Katowice

EXPORT
DE MAȘINI ȘI INSTALAȚII PENTRU INDUSTRIA MINIERA

Exploatare:

- perforatoare electrice și pneumatice
- ciocane de abataj pneumatice pentru lucrări de susținere
- haveze
- haveze — încărcătoare combinate
- grupuri de haveze — încărcătoare

Transport:

- încărcătoare cu catapultă
- încărcătură pentru puțuri
- transportoare ușoare cu raclete
- transportoare cu bandă
- trolii
- transportoare cu bandă

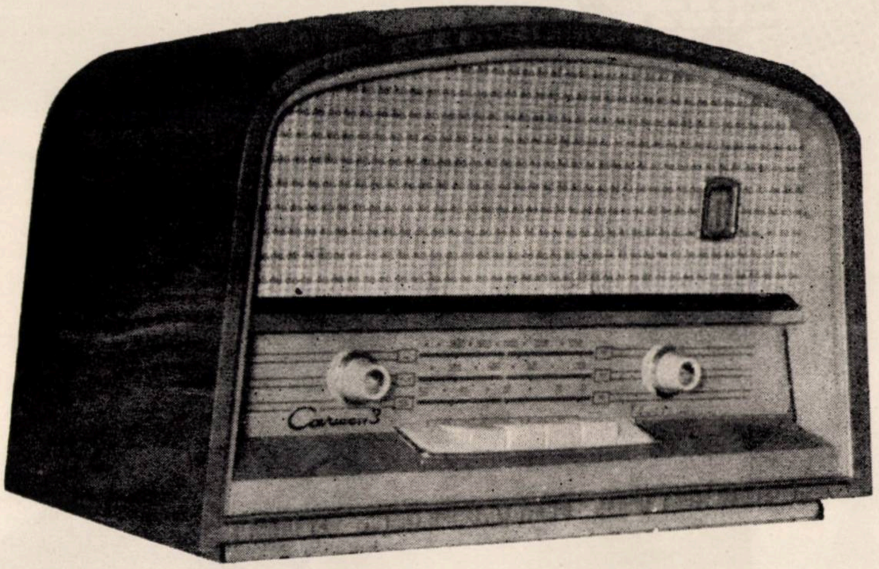
Preparare mecanică:

- concasoare
- instalații de îmbogățire
- deshidratoare

Ventilatoare

CENTROZAP

Vizitați standul nostru la al XXXIII-lea TÎRG INTERNAȚIONAL de la POZNAN
între 7 și 21 iunie 1964



CARMEN 3

RADIORECEPTOR cu:

— schimbător de lungimi de unde sistem claviatură

— receptor de tip superheterodină cu 3+2 tuburi electronice

— 3 game de unde: UL. UM, US

— indicator optic de acord

— difuzor eliptic de 1 VA

— tensiuni de alimentare: 110 V 120 V şi 220 V

— dimensiuni: 375×220×174 mm

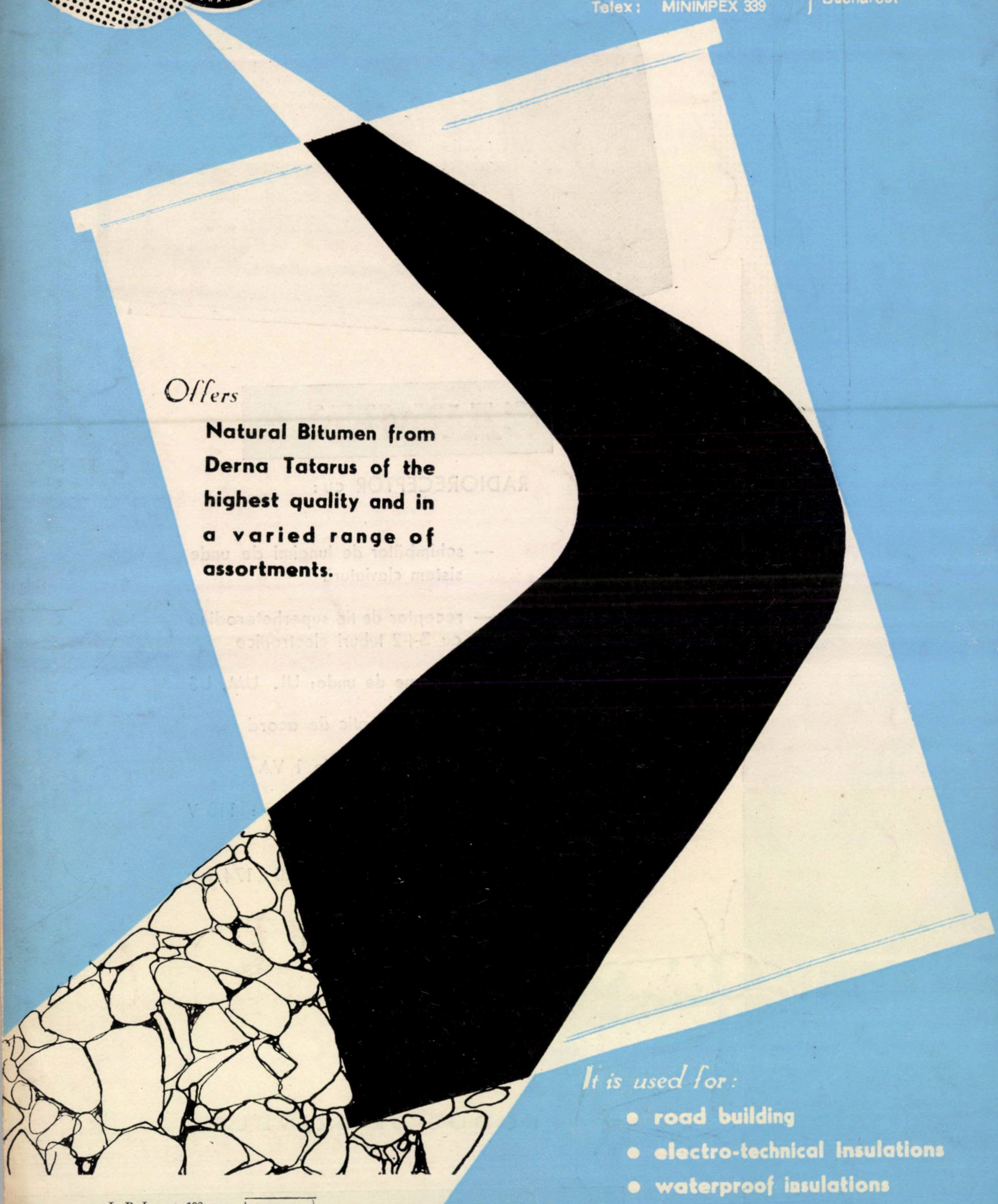
— greutate: 5 kg

PRODUS DE UZINELE

Electronica

Mineralimportexport

RUMANIA — BUCHAREST
State enterprise for foreign trade
3, G. ASSAN STREET — TEL. 15.09.30 ● 14.09.26
Cables : MINERALIMPORTEX } Bucharest
Telex : MINIMPEX 339 } Bucharest



Offers

Natural Bitumen from Derna Tatarus of the highest quality and in a varied range of assortments.

It is used for :

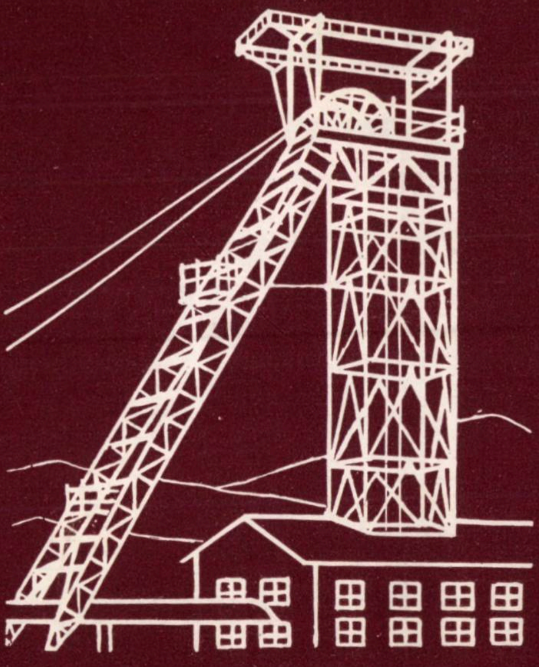
- **road building**
- **electro-technical insulations**
- **waterproof insulations**
- **industry of lacquers paints etc.**

I. P. I. — c. 108 43413

E 1433

REVISTA MINELOR

VOLUMUL XV NUMĂRUL 4 PAGINA 161 — 216



4

BUCUREȘTI APRILIE 1964

TMC

TRUSTUL MINIER
CLUJ

LIVREAZA
LA CERERE

- CAOLIN SELECTIONAT
- NISIP SPALAT PENTRU TURNATORII
- DESEURI DE JGHIABURI PENTRU CAPTUSELI REFRACTARE

Aspecte din hala de preparare a Instalației nr. 1 Aghireș

Revista **MINELOR**

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ȘI ENERGIEI
ELECTRICE ȘI AL CONSILIULUI NAȚIONAL
AL INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

CUPRINS

Anton, P. Împușcarea cu amestecuri explozive simple III . . . . . . 161—163

Cenușe, C., Tomov, I., Cenușe, V. și Melenciuc, Vl. Metode și mijloace de rambleiere mecanizată în subteran . . . . 164—173

Popescu, F. G. Unele probleme actuale ale bazinului minier Baia Mare în legătură cu orientarea cercetărilor geologice . . . . 173—179

Iușan, V. și Giuclea, Gh. Aplicarea înnămolirii la una din minele din Valea Jiului . . . . 179—186

Beraru, A. Influența mecanizării operației de încărcare asupra productivității muncii și a vitezelor de înaintare . . 187—198

Simionescu, A. Influența exploatării asupra lucrărilor din culcuș . . . . 198—201

NOTE

Tătaru, S. Situația actuală în prelucrarea minereurilor uranifere . . . 202—208

Teich, I. Evoluția producției anuale de cărbune brut extras în Romînia între 1927—1962 . . . . 209—211

Roșca, V. Perspectivele înlocuirii măsurătorilor de polarizație naturală cu măsurători de polarizație provocată . . 212—213

DIN ACTIVITATEA ȘTIINȚIFICĂ

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. LUBENESCU D., Laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct; ing. ANTON P.; ing. BĂLTĂREȚU R.; conf. ing. BUZATU C.; candidat în științe prof. ing. COVACI ȘT.; economist ENACHE M.; ing. FOLEA I.; prof. dr. ing. HUBER PANU membru corespondent al Academiei R.P.R., prof. dr. IANOVICI V. membru corespondent al Academiei R.P.R., Laureat al Premiului de Stat; ing. KISS A.; ing. ROMAN P.; ing. ȘERBAN A.; prof. ing. VANCI GH., candidat în științe ing. VLAD P.

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

REVISTA MINELOR

ANUL XV Nr. 4 MARTIE 1964

СОДЕРЖАНИЕ

Антон П.: *Применение взрывчатых смесей простейшего состава.*

Обзорная статья о результатах применения ВВ простейшего состава в мировой практике.

Ченуше К., Томов И., Ченуше В. и Меленчук Вл.: *Методы и средства механизации закладки.*

Обзор вопросов механизации закладки в стране и за рубежом. Рассматривается технология и полученные результаты при гидравлической и пневматической закладке. В заключение намечаются перспективы усовершенствования методов закладки и возможности улучшения их технико-экономических показателей.

Попеску Ф.Г.: *Некоторые актуальные задачи бассейна Бая Маре в связи с ориентацией дальнейших геолого-разведочных работ.*

Рассматривается ряд актуальных задач в связи с геологическим изучением горно-рудного бассейна Бая Маре и вносятся предложения о дальнейшем направлении геолого-разведочных работ с целью увеличения запасов руды и повышения их экономической эффективности.

Юшан В. и Жюкля Г.: *Заиливание и его применение на одной из угольных шахт бассейна Валя Жиулуй.*

Описывается процесс заиливания, разработанный и примененный на одной из угольных шахт бассейна Валя Жиулуй, в результате чего был полностью ликвидирован подземный пожар.

Берару А.: *Влияние механизации погрузочных операций на производитеьность труда и скорость подвигания забоев.*

Описываются современные средства механизации погрузки и доставки. Выявляется влияние механизации погрузки на производительность труда и скорость подвигания забоев. Рассматривается экономическая эффективность механизированной погрузки в зависимости от степени использования мощности погрузочных машин.

Симионеску А.: *Влияние выработанного пространства на устойчивость штреков проведенных в лежачем боку угольного плавта и на их себестоимость.*

Рассматривается проведение подготовительных выработок в лежачем боку угольных пластов в двух вариантах. Определяются экономические преимущества при расположении этих выработок вне зоны обрушения пород.

ЗАМЕТКИ

Тэтару С.: *Современное состояние вопроса обогащения урановых руд.*

Тайх И.: *Динамика добычи угля в Румынии в период 1927—1962* гг.

Рошка В.: *Сравнение применения методов естественной и искуственной поляризации.*

НАУЧНАЯ ДЕЯТЕЛЬНОСТЬ

INHALT

Anton, P.: *Die Schiessarbeit mit einfachen explosiven Gemischen.* III.

Cenușe, C., Tomov, I., Cenușe, V. und Melenciuc, Vl.: *Metoden und Einrichtungen des mechanischen Bergeversatzes untertage.*

Es wird der gegenwärtige Stand der Versatzarbeiten bei den Grubenbetrieben des In- und Auslandes beschrieben und die Technologie dieser Arbeiten, bei gleichzeitiger Anführung der mittels verschiedener Schlamm- und Blasversatzverfahren erzielten Ergebnisse, analysiert. In der Schlussfolgerung werden die Entwicklungsaussichten der verschiedenen Versatzverfahren beim inländischen Bergbau skizziert, unter Berücksichtigung des technischen Fortschrittes und der sich aus diesem ergebenden Verbesserungsmöglichkeiten der technisch-wirtschaftlichen Kennziffern.

Popescu F. Gabriel: *Einige, bezüglich der zukünftigen Orientierung der Aufschlussarbeiten aktuelle, geowissenschaftliche und geowirtschaftliche Probleme des Baia Mare-er Bergbaues*

Im Aufsatz werden einige wissenschaftliche und wirtschaftliche Probleme des Maramureș-er Bergbaugebietes behandelt. Eine zweckentsprechende Orientierung der Aufschlussarbeiten in diesem Gebiet wird zur rythmischen Steigerung des Aufschlusses der Erzvorräte, zur Erhöhung der Wirtschaftlichkeit der Aufschlussarbeiten sowie auch zur besseren Beurteilung der Produktionsmöglichkeiten beitragen.

Iușan, V. und Giclea, Gh.: *Die Verschlämmung und deren erfolgreiche Anwendung bei einer der Gruben des Jiu-Thales.*

Es werden die bei einer der Kohlengruben des Jiu-Thales entworfenen und angewandten Verschlämmungsarbeiten beschrieben, mittels deren die Grubenbrände in den betroffenen Revieren endgültig beseitigt werden konnten.

Beraru, A.: *Der Einfluss der machanisierten Wegfüllarbeit auf die Arbeitsleistung und Schnelligkeit der Streckenvortriebe.*

Im Aufsatz werden die zwecks Mechanisierung der Wegfüllarbeit entwickelten zeitgemässen Maschinen und Einrichtungen, sowie verschiedene Organisationsschemen der Wegfüllarbeit behandelt und die diesem Zweck entsprechende Maschinenausrüstung angeführt. Im zweiten Teil des Aufsatzes wird der Einfluss der Mechanisierung der Wegfüllarbeit, sowohl auf die Arbeitsleistung als auch auf die Vortriebgeschwindigkeit hervorgehoben und gleichzeitig auch die Wirtschaftlichkeit dieser Mechanisierung im Verhältnis zum Verwendungsgrad der Maschinenleistungen behandelt.

Simionescu, A.: *Der Einfluss der Grubenbaue auf die in das Liegende verlegten Grubenräume und die Einwirkung deren Lage auf die Gestehungkosten.*

Im Aufsatz wird das Ausmass der im Liegenden mächtiger Flöze ausgeführten Vorrichtungsbaue in zwei Varianten behandelt und anschliessend daran die erzielbaren wirtschaflichen Vorteile für den Fall untersucht, wenn die Vorrichtungsarbeiten nicht in die Störungszonen der Lagerstätte verlegt werden. Gleichzeitig werden die Vortriebs-, Instandltungs- und Förderkosten miteinander verglichen.

NOTIZEN

Tătaru, S.: *Der heutige Stand der Uranerzaufbereitung.*

Es werden einige bei der Aufbereitung von Uranerzen erzielten Ergebnisse und die für die Erzielung chemischer Konzentrate und die Gewinnung metallischen Urans allgemein angewandten Methoden behandelt.

Teich, I.: *Die Entuicklung der jährlichen Rohkohlenförderung Rumäniens im Zeitabschnitt 1927—1962.*

Roșca V.: *Die Aussichten eines Ersatzes der natürlichen Polarisationsmessungen durch bewirkte Polarisationsmessaungen.*

AUS DER WISSENSCHAFTLICHEN TATIGKEIT

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT
18833

Impuşcarea cu amestecuri explozive simple

Tehnica securităţii, protecţia muncii şi aspectele economice în cazul folosirii amestecului exploziv de azotat de amoniu şi motorină

(III)

Ing. **P. Anton**

Datorită faptului că amestecul de azotat de amoniu şi motorină este compus din două substanţe care nu prezintă pericol de explozie, ci pericol de aprindere şi aceasta numai în anumite condiţii, totuşi amestecul format din cei doi compuşi distincţi trebuie considerat ca un exploziv obişnuit.

În momentul în care se realizează amestecul de azotat de amoniu şi motorină, acesta constituie o substanţă explozivă şi trebuie considerată ca atare. Totuşi, pericolul de explozie pe care-l prezintă amestecul de azotat de amoniu şi motorină, atît la transport cît şi la manipulare, este mult mai redus decît cel pe care-l prezintă dinamita sau astralita, datorită faptului că sensibilitatea la detonaţie a acestui amestec este mult mai mică (după cum s-a mai arătat, amorsarea unei încărcături de azotat de amoniu şi motorină necesită iniţierea în preababil a unei încărcături de circa 4—6 ori mai mică, realizată dintr-un exploziv foarte puternic).

Prima problemă care se pune în cazul folosirii amestecului exploziv de azotat de amoniu şi motorină în subteran este legată de aspectul nocivităţii gazelor de împuşcare. Practica în diverse mine din străinătate, care folosesc acest amestec arată că atît cantitatea cît şi nocivitatea gazelor produse, sînt mai mari decît ale celor ce se formează în cazul folosirii dinamitelor.

În ceea ce priveşte realizarea încărcăturilor, în cazul exploatărilor la zi, nu există nici un pericol.

În cazul folosirii în subteran, dat fiind necesitatea mecanizării încărcării amestecului în găurile de mină sau de sondă, datorită vitezei de încărcare, echipamentul folosit la încărcare poate acumula electricitate statică într-o cantitate suficientă pentru amorsarea intempestivă a amorsei cu care se iniţiază încărcătura. Acest pericol este cu atît mai mare cu cît atmosfera înconjurătoare este mai uscată. Pentru a preîntîmpina acest pericol, apare ca necesară punerea la pămînt a întregului aparataj folosit la încărcarea amestecului de exploziv în găurile de mină, printr-un sistem propriu şi independent.

În cazul în care se constată rateuri ale unor încărcături cu amestec de azotat de amoniu şi motorină, acestea se rezolvă conform NTS pentru cazul explozivilor de tipul dinamitelor. În afară de aceasta, în cazul în care încărcătura de amestec exploziv nu a fost amorsată, rateul se poate rezolva mai simplu, prin spălarea încărcăturii din gaura respectivă de mină, cu un jet puternic de apă [42].

Pentru preîntîmpinarea unor cazuri accidentale, se impune însă elaborarea de norme de tehnica securităţii, destinate folosirii acestui amestec exploziv, atît în cariere cît şi în subteran.

Din materialul documentar sintetizat în cele de mai sus, rezultă că :

a. Folosirea amestecului de azotat de amoniu şi motorină este permisă în exploatările la zi din U.R.S.S. şi în exploatările la zi şi subterane dintr-o serie de ţări, ca S.U.A., Canada, Suedia.

b. Folosirea amestecului de azotat de amoniu şi motorină prezintă avantajul reducerii pericolului de accidente datorită simplificării condiţilor de transport al explozivului, îmbunătăţind simţitor condiţiile de siguranţă la transportul şi manipularea explozivilor, atît în subteran cît şi la suprafaţă, necesitînd numai luarea unor măsuri de siguranţă minime (depozitarea componenţilor, punerea la pămînt a aparatajului de încărcare etc.).

c. Datorită costului redus al celor două substanţe care compun amestecul, folosirea amestecului exploziv de azotat de amoniu şi motorină, permite ca, chiar în condiţiile unor consumuri specifice mai mari decît în cazul dinamitei, să se reducă în mod simţitor cheltuielile de împuşcare.

d. Datorită posibilităţilor de înlocuire sigură a explozivilor pe bază de nitroglicerină sau trinitrotoluen, în proporţie de minimum 50%, folosirea amestecului exploziv de azotat de amoniu şi motorină permite reducerea producţiei de dinamită, legată de un proces tehnologic cu un anumit grad de periclitate.

e. Folosirea amestecului exploziv de azotat de amoniu şi motorină, impunînd modificarea tehnologiei de împuşcare în sensul trecerii la mecanizarea operaţiei de încărcare a explozivului în gaura de mină, permite mărirea efectului exploziv datorită realizării unor densităţi de încărcare superioare celor realizate cu explozivii

Tabela 1

Caracteristici	Amonită nr. 6	Amonită nr. 9	Dinamită 62%	Trotil	Amestec azotat de amoniu și 6% motorină	Dinamită I 65%	Dinamită II 30 %	Dinamită III 34%	Astralită	Nitramonit	Dinamită II L 30%
Greutate specifică, gf/cm³	1,0—1,5	08,—0,9	1,42—1,45	1,6	0,9	1,33	1,50	1,50	1,10	0,7	1,50
Temperatura de explozie, °C				2 820		3 450	3 200	2 920	2 680		
Viteza de detonație, m/s	3 600—3 800	3 000—3 500	6 000—9 000	6 700	2 200	6 600	6 150	6 100	4 800		
Energia de explozie, kcal/kg	1 028		1 200	950	800—930	1 300	1 135	1 020	940		
Volum de gaze l/kg	892			690		660	860	860	870		
Brizanța (Hess), mm,	14—15	10—12	15—20		15—20	19,4	18	19	16	12	18
Capacitate de lucru, cm³	360—380	300—330	360—420	290	320—330	400	400	375	350	310	400
Preț de cost relativ, %	405	282	1 325	690	100		720		500	352	680

clasici și sporirea productivității muncii în lucrările de împușcare.

În R.P.R., explozivii folosiți în exploatările la zi și subterane, fără pericol de gaze sau praf exploziv, sînt: dinamita I, dinamita II, dinamita II L, dinamita III, astralita și nitramonitul (acesta din urmă numai în exploatări la zi).

Comparînd caracteristicile balistice ale explozivilor folosiți în U.R.S.S. și în R.P.R. cu cele ale amestecului exploziv de azotat de amoniu și motorină (tabela 1), rezultă că amestecul de azotat de amoniu și motorină se aseamănă ca eficacitate cu amonita nr. 9, fiind mai slab cu circa 15% decît amonita nr. 6 și putîndu-se echivala cu astralita fabricată în R.P.R. Din punct de vedere economic, rezultă că amestecul de azotat de amoniu și motorină este de 2,8 ori mai ieftin decît amonita nr. 9 și de patru ori mai ieftin decît amonita nr. 6. În ceea ce privește economicitatea amestecului de azotat de amoniu și motorină, față de explozivii fabricați în R.P.R., considerînd prețurile reașezate, rezultă că folosirea acestui amestec ar permite reducerea cheltuielilor pentru exploziv de circa cinci ori la astralită și de circa 6,8—7,2 ori la dinamită II.

Pe aceste considerente de îmbunătățire a condițiilor de tehnica securității și de reducere simțitoare a cheltuielilor de împușcare, se consideră ca foarte oportună experimentarea de urgență a amestecului exploziv de azotat de amoniu și motorină.

Dat fiind complexitatea problemei ridicate de introducerea acestui nou material exploziv, se propune ca experimentările necesare rezolvării complete a problemei să fie efectuate pe baza unui program amănunțit de cercetare.

Baza materială pentru aceste experimentări există în țară. Se fabrică în mod curent azotat de amoniu de două tipuri: azotat de amoniu tehnic (STAS 450-50) format din cristale și cu o umiditate maximă de 1,8% și azotat de amoniu — îngrășămînt agricol (STAS 4890-58) cu granulele de 1,3 mm, cu umiditate maximă de 2%. S-a avizat și un nou STAS pentru azotatul de amoniu — îngrășămînt agricol (STAS 4890-63 care înlocuiește STAS 4890-58) și la care conținutul maxim de umiditate a fost coborît la 1%. Datorită faptului că azotatul de amoniu tehnic are o puritate de 99,5% și este format din cristale fine, iar azotatul de amoniu — îngrășămînt agricol are o puritate de 97,7% și este granular, este necesară experimentarea într-o primă fază a ambelor sorturi, în scopul precizării sortului ce ar putea fi utilizat pe larg în viitor.

În ceea ce privește motorina, este de menționat că, conform STAS 240-57, există cinci sorturi de motorină, în funcție de valoarea temperaturii punctului de congelare, care variază de la +5 la —20°C. Aceste tipuri de motorină ar trebui să se folosească în funcție de temperatura mediului înconjurător, după cum urmează:

— la temperatura de peste +10°C motorină STAS 240-51 tip +5;

— la temperatura de la 0 la +10°C motorină STAS 240-57 tip —5;

— la temperatura de la 0 la —15°C motorină STAS 240-57 tip —20.

Pentru temperaturi sub —15°C ar urma să se studieze un amestec de motorină și petrol lampant similar produsului sovietic folosit în compoziția igdanitului și care asigură folosirea la temperaturi sub —25°.

BIBLIOGRAFIE

[1] Baron, L. I., Demidiuk, G. P. și Adrianov, N. F.: *Zarubejnîi opît soverșenstvovania vzrîvnîh rabot na osnove primenenia VV prosteișevo sostava.* Vzrîvnoe Delo-Sbornik, 45/2: Novoe v teorii i praktike vzrîvnîh rabot, Moskva, 1960, p. 177—195.

[2] *** *Razrușenie i mehanika gornîh porod,* Moskva. 1962, p. 3—9.

[3] Clark, G. B., Bruzewski, R. F. și Iancik, J. J.: *The design of ammonium nitrato-fuel blasting agents.* Mining Congress Journal nr. 12, nov., 1960, p. 38—41 și nr. 13, dec., 1960, p. 60—66.

[4] Demidiuk, G. P., Narcenko, L. N. și Rossi, B. D.: *Issledovania i razrabotka prosteișih granulirovanîh VV.* Vzrîvnoe Delo-Sbornik 44/1: Novîe VV, Moskva, 1960, p. 11—40.

[5] Vie, G.: *Utilisation du mélange nitrate d'ammoniaque — fuel oil comme explosif pour l'abatage en masse.* Equipement mécanique **37,** nr. 10, nov.—dec., 1959, p. 51—52.

[6] Demidiuk, G. P.: *Obogașcenie rezultatov opîtno-promîșlennovo primenenia igdanitov.* Burovzrîvnîie rabotî v gornoi promîșlenosti, Moskva, 1962, p. 377—394.

[7] Kumaşo Hinno şi Mitsuo Jokagava: *VV sostoiaşcie iz ammiacinoi selitrî, goriucei dobavki i poverhnostno aktivnîh veşcestv.* Razruşenie i mehanika gornîh porod, Moskva, 1962, p. 11—24.

[8] Grubb, R.: *Nekotorîie faktorî vliaiuşcie na vzrîvnîie svoistva smesei ammiacinoi selitrî s goriucei dobavkoi.* Razruşenie i mehanika gornîh porod, Moskva, 1962, p. 24—33.

[9] Demidiuk, G. P. *Prosteişie VV dlia otkrîtîh rabot.* Soverşenstvovanie burovzrîvnîh rabot, Moskva, 1959, p. 74—81.

[10] *** *Spravocinik po burovzrîvnîm rabotam na stroitelstve.* Moskva, 1962, p. 42—43.

[11] Sedwin, L. D., Kooley, S. H., Porter, S. I. şi Ştresn, R. M.: *Oţenka vzrîvciatîh svoistv VV metodami podrobnovo vzrîva.* Razruşenie i mehanika gornîh porod, Moskva, 1962, p. 193—204.

[12] Ash, R. L. şi Pearse, E .T.: *Velocity, hole depth related to blasting results.* Mining Engineering, *14*, nr. 9, sept. 1962, p. 71—76.

[13] Gluskin, L. I.: *Osnovnîie pokazateli burovzrîvnîh rabot i mehanizaţa zariajenia.* Vzrîvnoe Delo-Sbornik 45/2: Novoe v teorii i praktike vzrîvnîh rabot, Moskva, 1960, p. 168—176.

[14] Eremov, L. A.: *Mehanizaţia zariajenia i zaboiki şpurov i skvajin za rubejom.* Vzrîvnoe Delo-Sbornik 51/8; Vzrîvnîie rabotî v sovremennîh usloviah, Moskva, 1963, p. 412—426.

[15] Pecerkin, A. G.: *Opît mehanizaţii i zaboiki skvajin na otkrîtîh razrabotkah.* Vzrîvnoe Delo-Sbornik 51/8; Vzrîvnîie rabotî v sovremennîh usloviah, Moskva, 1963, p. 426—444.

[16] Kaşnarev, D. K.: *Promîşlenîie ispîtania maşinî dlia zariajenia skvajin igdanitom.* Gornîi jurnal, nr. 9, sept. 1962, p. 46—47.

[17] Estabrooks, H. B.: *Tennessee Copper Co. now uses AN-FO for 80% of its blasting.* Mining Engineering nr. 11, nov. 1962, p. 59—60.

[18] Hunkin, G. G., Drozd, R. şi Giboons, L. A.: *The application of ammonium nitrate — fuel oil explosives in underground mining at Stanrock.* Canadian Mining and Metalurgical Bulletin, nr. 593, mai 1961, p. 667—672.

[19] Hurry, J. A.: *How to combate static electricity în loading AN-FO in blast holes.* Engineering and Mining Journal, nr. 10, oct. 1962, p. 90—92.

[20] *** *International Nickel uses AN-FO for "Hang-up" blasting.* Mining World, nr. 4, april, 1963, p. 8—10.

[21] Popov, A. A. Faizulin, A .M., Malînin, V. A., Cerepanov, N. R. şi Salaev, V. V.: *Soverşenstvovanie burovzrîvnih rabot na kariere.* Vzrîvnoe Delo Sbornik 51/8; Vzrîvnîie rabotî v sovromenîh usloviah, Moskva, 1963, p. 143—149.

[22] Baranov, E. G. şi Maşineţ, V. N.: *Opît primenenia prosteişih VV pri razrabotke mestorojdenii.* Vzrîvnoe Delo-Sbornik 47/4; Soverşenstvovanie vzrîvnîh rabot na karierah, Moskva, 1961, p. 112—117.

[23] Grinberg, I. N., Porsiakov, R. S. şi Cerepanov, G. I.: *Soverşenstvovanie vzrîvnîh rabot na kariere Olenegorskovo rudoupravlenia.* Vzrîvnoe Delo-Sbornik 47/4; Soverşensvovanie vzrîvnîh rabot na karierah, Moskva, 1961, p. 84—89.

[24] Alekseev, O. I., Mustafina, A. M., Sadîkov, G. H. şi Doronenko, F. G.: *Primenenie deşovîh VV (igdanitov) na nekotorîh krupnîh karierah Kazahstana.* Tehnologhia razrabotki mestorojdenii poleznîh iskopaemîh Kazahstana; Alma-Ata, 1963, p. 195—200.

[25] Korsakov, P. F. şi Mihailov, V. I.: *Isledovania v oblasti burovzrîvnîh rabot na karierah nerudnîh stroitelnîh materialov. Burovzrîvnîie rabotî v gornoi promîşlennosti.* Moskva, 1962, p. 400—411.

[26] Kusnareva, D. M. şi Pavlov, V. P.: *Vzrîvciatîie veşcestva prosteişevo sostava.* Şahtnoe Stroitelstvo, nr. 11, nov. 1962, p. 24—25.

[27] Burstein, M. P., Mihailenko, M. V., Setarov, P. S. şi Tagoev, N. A.: *Primenenie igdanita v kombinirovanîh kamernîh zariadah.* Vzrîvnoe Delo-Sbornik 51/8; Vzrîvnîie raboti v sovremennih usloviah. Moskva, 1963, p. 135—143.

[28] *** *Edinîe pravila bezopasnosti pri vzrîvnîh rabotah.* Moskva, 1962, p. 273.

[29] Broecker, C. A.: *Strip mining of coal.* Mining Congress Journal, nr. 2, febr. 1963, p. 50—52.

[30] Brian G. Fish.: *Ammonium nitrate as a bulk blasting agent.* Quarry Managers Journal, nr. 8, aug. 1961, p. 293—302.

[31] Farman, H. R.: *Developments in ammonium nitrate blasting by Iron Ore Company.* Canadian Mining Journal, nr. 12, dec. 1958, p. 58—61.

[32] Carrigan, F. W.: *Blasting agents slushes powder costs by 75%.* Construction Methods and Equipment. nr. 3, martie 1958, p. 130—136.

[33] Demidiuk, G. P.: *Puti razvitia promîşlennîh-VV.* Vzrîvnoe Delo-Sbornik 49/6; VV dlia otkrîtîh i podzemnîh gornîh rabot. Moskva, 1962, p. 18—36.

[34] Eisenah, E. J. şi Ludwig, J. J.: *Underground Mining Progress.* Mining Congress Journal, nr. 2, feb. 1963, p. 71—75.

[35] Henning, U.: *Vzrîvanie smesiami ammiacinoi selitrî s dizelnîm toplivom v podzemnîh usloviah na rudnike Boliden.* Razruşenie i mehanika gornîh porod. Moskva, p. 61—68.

[36] Henning, U.: *How AN cut underground blasting costs at the Boliden mines.* Engineering and Mining Journal, nr. 6, iunie 1961, p. 104—105.

[37] Ballok, R. L., Bilheimer, L. şi Yancik, J. J. Issledovanie primenenia smesei nitrata am*monia s nefteproduktami dlia vzrîvania v skvajinah malovo diametra pri podzemnîh razrabotkah.* Razruşenie i mehanika gornîh porod. Moskva, 1962, p. 34—43.

[38] *** *Mining Research at Rolla.* Canadian Mining Journal, nr. 6, iunie 1961, p. 63—68.

[39] Ryon, G. L.: *Underground blasting with AN.* Engineering and Mining Journal, 161, nr. 8, aug. 1960, p. 91—93.

[40] *Ryon, G. L.: Underground uses of AN-FO explosives.* Mining Engineering, nr. 4, aprilie 1961, p. 377—380.

[41] Ahlmann, H. şi Casper, J.: *How Kiruna learned to use AN-FO for safe blasting underground.* World Mining, nr. 11, oct. 1961, p. 21—26.

[42] Smith, A. K.: *Underground aplications of AN.* Mining Congress Journal nr. 5, mai 1963, p. 28—39.

Metode şi mijloace de rambleiere mecanizată în subteran I

Ing. C. Cenuşe, ing. I. Tomov, ing. V. Cenuşe
şi ing. Vl. Melenciuc

I. Importanţa aplicării rambleului pentru mineritul din R.P.R.

În mineritul din R.P.R., aşa cum de altfel se constată şi în alte ţări, tendinţa actuală este de a se aplica pe scară cît mai largă metode de exploatare fără rambleu, întrucît acestea s-au dovedit a fi mai economice decît metodele de exploatare cu rambleu.

Făcînd o trecere în revistă a metodelor de exploatare în ramurile mineritului nostru constatăm următoarea situaţie.

În ramura carboniferă metodele cu prăbuşire ocupă locul principal, iar în exploatările de lignit ele se aplică cu exclusivitate. Metodele cu rambleiere se aplică în bazinul Văii Jiului şi în mică măsură în bazinul Anina. Este de remarcat faptul că în stratele groase (3 şi 5 din Valea Jiului) se aplică metoda de exploatare în felii, cu tavan artificial şi dirijare prin prăbuşire, metodă folosită pe scară foarte redusă în alte ţări, unde în cazuri similare se aplică metoda în felii orizontale sau pe înclinare, ascendentă cu rambleu total.

Cu toate acestea în stratele groase (3 şi 5 din Valea Jiului) se aplică şi rambleierea ca mijloc de prevenire şi combatere a focurilor de mină, fiind pînă în prezent singura soluţie aplicabilă cu eficacitate în acest scop. Ponderea cu care intervine rambleul în Valea Jiului este indicată în tabela 1.

Tabela 1

Specificare	1959	1960	1961
Producţia extrasă cu rambleu faţă de producţia totală, %	16,6	15,5	13,3
Cantitatea totală de rambleu, m^3	336 500	338 300	345 400
Cheltuieli anuale cu rambleu, mii lei	12 300	11 900	13 600

Această situaţie, în condiţiile de exploatare anuală, se va menţine şi în viitor. Singura posibilitate de a reduce volumul rambleului în stratele groase poate fi creată printr-o exploatare mai perfecţionată pentru evitarea focurilor.

Apreciind că procentul producţiei extrase cu rambleu se va menţine în jurul a 12—15% şi ţinînd cont de faptul că în următorii 8 ani producţia în sectorul carbonifer se va dubla, cantitatea de rambleu va fi de ordinul a 600—700 mii m^3 anual.

Din cele cîteva date prezentate se poate desprinde clar că în bazinul Văii Jiului, deşi rambleul se aplică parţial, această problemă ocupă un loc important în procesul de producţie, iar cheltuielile anuale ne indică că merită să se examineze cu toată atenţia posibilitatea de îmbunătăţire a situaţiei actuale.

În sectorul de minereuri feroase şi neferoase ponderea cu care intervin metodele de exploatare cu rambleu este mult mai însemnată :

Specificaţie	1959	1960	1961
Producţia extrasă cu rambleu faţă de producţia totală, %*	82	82	84

* Datele sînt aproximative

Studiile şi proiectele întocmite pînă în prezent pentru sectorul de minereuri neferoase arată că, datorită condiţiilor de zăcămînt, ponderea de aplicare a metodelor de exploatare cu rambleu se menţine, iar la unele exploatări ea va fi chiar în creştere. Deci problema rambleului ocupă un loc important în mineritul nostru. De aceea am găsit util deschiderea unor discuţii pe această temă în cadrul Revistei Minelor, mai ales că problema rambleului n-a format obiectul unor preocupări mai intense nici în publicaţiile de specialitate, nici în conferinţele urmate de dezbateri publice referitoare la mineritul din R.P.R.

II. Nivelul tehnic al procedeelor de rambleiere aplicate în stadiul actual în țară și în străinătate

Procedeele de rambleiere, aplicate în prezent în R.P.R., pot fi rezumate în următoarele:

— rambleierea manuală, aplicată la o mare parte a exploatărilor metalifere;

— rambleierea mecanică (cu screpere și foarte rar prin mașini de aruncare) — la unele mine din sectorul de minereuri de metale neferoase;

— rambleierea hidraulică — la minele din Valea Jiului și Anina;

— rambleierea pneumatică — la unele mine din Valea Jiului și parțial la o singură mină metaliferă.

La nivelul tehnicii mondiale, în afară de procedeele mecanizate menționate mai sus, se practică la unele mine (U.R.S.S. și Finlanda) metodele de rambleiere cu beton și prin cimentare.

Progresul înregistrat în domeniul rambleierii a mers atît pe calea creării mașinilor și agregatelor de rambleiere economicoase și de productivitate mare, cît și pe calea organizării mai raționale a întregului complex tehnologic, care se compune din:

— producerea și pregătirea materialului de rambleiere;

— introducerea materialului în subteran;

— transportul pe verticală și orizontală pînă la locul de așezare;

— organizarea lucrărilor în spațiile care urmează a fi rambleiate;

— asigurarea funcționării în condiții optime a instalațiilor și agregatelor mecanice;

— îmbunătățirea condițiilor de muncă.

1. Materialul folosit în rambleiere

Materialul folosit în rambleiere constă din: sterilul provenit din lucrările de deschidere și pregătire din subteran, lucrări miniere special organizate în acest scop (mori de rambleu, lucrări complexe de producerea rambleului în subteran), cariere, sterilul rezultat în urma operațiilor de preparare sau din halde.

Dacă pentru aplicarea procedeelor de rambleiere mecanică cu screpere se folosește în general materialul brut așa cum se produce, pentru aplicarea celorlalte metode mecanizate se pun unele condiții speciale de granulometrie, care vor fi arătate la descrierea procedeului respectiv.

În cazul folosirii sterilului de la instalațiile de flotație la minereuri, este necesar ca acest material să fie în prealabil deșlamat prin eliminarea particulelor sub 0,01 mm. Totodată pentru evitarea focurilor subterane este necesar ca conținutul în sulf al acestui steril să nu depășească 10%.

Pentru realizarea unei rambleieri cît mai eficace este recomandabil ca materialul folosit să fie în prealabil cercetat în laborator, în ceea ce privește proprietățile sale fizico-mecanice.

Astfel, coeficienții de porozitate, de compactitate și de tasare să fie în mod riguros stabiliți, deoarece și ei au un rol important în procesul de rambleiere și pentru calitatea rambleului.

În bazinul Văii Jiului materialul folosit la rambleiere (hidraulică și pneumatică) este pregătit din sterilul provenit de la lucrările de înaintare, rocile fiind în general gresii și marne. În cazuri rare se mai completează cu steril extras din cariere de la suprafață, sau din șistul de la preparații. La folosirea șistului de la preparații trebuie acordată o atenție deosebită selecționării și proporției de șist în amestec, pentru a nu depăși limita de autoinflamabilitate (șist 20—30%).

Materialul se pregătește la dimensiunile necesare în instalații de măcinare după fluxul clasic (tip Spörk).

În figura 1 se arată schema principală de flux a instalațiilor de la minele din Valea Jiului.

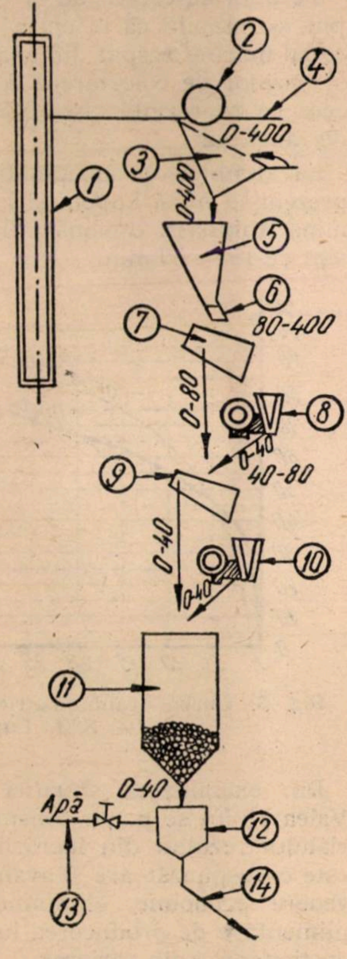


Fig. 1. Schema instalației de concasare:

1 — ascensorul; *2* — culbutorul Spörk; *3* — grătar din șine metalice; *4* — platforma pentru spargerea bulgărilor; *5* — siloz de colectare; *6* — masa de dozare; *7* — ciurul vibrant nr. 1; *8* — concasorul nr. 1; *9* — ciurul vibrant nr. 2; *10* — concasorul nr. 2; *11* — bazin pentru materialul concasat; *12* — pîlnie de amestec; *13* — conducta de apă; *14* — conducta de rambleu hidraulic.

Materialul are dimensiunile maxime de 50 mm. Un studiu efectuat în anul 1960 în Valea Jiului se ocupă de analiza granulației materialului de rambleu. Din acest studiu rezultă abateri importante față de granulația optimă necesară (fig. 2 și 3).

Se relevă procentul ridicat din clasa 0—1 mm, care variază între 6 și 20% și care, nedepunîndu-se în abataj, aduce mari dificultăți prin depunerea în canalele de scurgere a apelor și în bazinele de decantare.

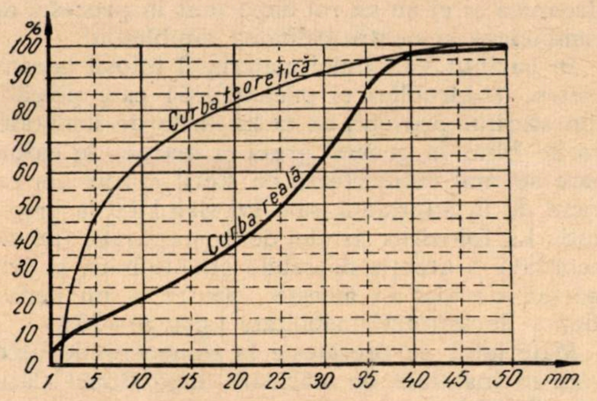


Fig. 2. Curba granulometrică (material concasat — E.M. Lonea).

Pe baza cercetării de la E. M. Petrila de exemplu, s-a stabilit că în anul 1960 cantitatea de material mărunt scăpat din abataj și depus în canale și bazinul de colectare a fost de circa 8 mii m^3 ceea ce reprezintă circa 8,5% din volumul total de rambleu.

La rambleierea pneumatică, aplicată pînă în prezent la mina Lupeni și introdusă de curînd la mina Aninoasa, dimensiunile materialului folosit sînt de 15 — 50 mm.

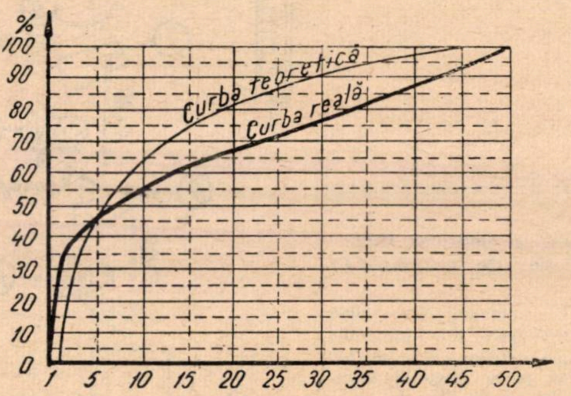


Fig. 3. Curba granulometrică (material concasat — E.M. Lupeni).

Din examinarea situației în exploatările din Valea Jiului se poate constata că folosirea materialului rezultat din lucrările subterane în steril este corespunzătoare și avantajoasă, din punct de vedere economic, eliminîndu-se cheltuielile suplimentare de producerea lui în alte condiții mai costisitoare (din cariere).

Este necesar însă de a realiza o granulometrie cît mai apropiată de curba teoretică.

În sectorul de minereuri neferoase producerea de rambleu în cantități mari se face încă în mori (circa 80%). Tendința generală este de a înlocui această metodă prin producerea rambleului în cariere.

Natura rocilor înconjurătoare, care de obicei se folosesc la rambleierea golurilor, se caracterizează printr-un conținut ridicat de siliciu, datorită căruia materialul are o abrazivitate destul de mare. Acest fapt duce la uzura rapidă a instalațiilor de rambleiere mecanică și deci vor trebui folosite agregate cu rezistență ridicată la uzură.

În concluzie, asigurarea materialului de rambleu se soluționează în funcție de considerațiile tehnico-economice locale și de volumul rambleului necesar.

Este de preferat folosirea în primul rînd a sterilului rezultat din lucrările miniere sau din procesul de preparare, iar în al doilea rînd materialele provenite din halde vechi. Numai în extremă, neavînd la dispoziție materialele susmenționate în condiții ieftine și în cantități economice, se organizează producerea materialului în exploatări speciale.

2. Pregătirea și transportul materialului de rambleu

În funcție de caracteristicile materialului existent pentru rambleiere și de metoda de rambleiere preconizată, se stabilesc condițiile tehnice de pregătirea materialului și parametrii principali ai instalației respective.

La transportul materialului brut și al celui pregătit, se aplică pe cît posibil principiul de folosire a greutății proprii; totodată locurile de producere și de pregătire a materialului pentru rambleiere se instalează cît mai aproape de consumatori.

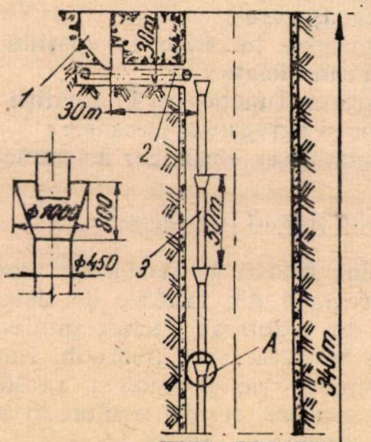


Fig. 4.

La transportul pe orizontală se folosesc mijloace rulante, benzi de transport sau conducte de oțel.

Problema transportului materialului pentru rambleu s-a rezolvat în diferite țări prin mijloace variate, în funcție de condițiile locale tehnico-miniere.

În R.P.P. în mina Maria din bazinul Sileziei inferioare se folosește transportul materialului prin conducte verticale, montate în puț de 340 m adîncime (fig. 4).

Diametrul conductelor folosite variază de la 250 la 700 mm, avînd capacitatea de transport de la 50 la 100 m³/h.

Țevile pentru transportul rambleului se fabrică din oțel, în tronsoane de 30 — 50 m cu capete speciale, desfăcute în formă de pîlnie și montate așa cum se arată în figura 4. Asemenea construcție asigură curgerea materialului în direcția dorită, prevenindu-se formarea dopurilor și ușurîndu-se curățirea coloanei în caz de înfundare.

În R.S.C. transportul se face de asemenea prin conducte de oțel montate în puțuri (tabela 2).

Țevile din oțel manganos rezistă la transportul a 250 — 300 mii m³ de material, față de 50 — 80 mii m³, la care rezistă țevile din oțel-carbon.

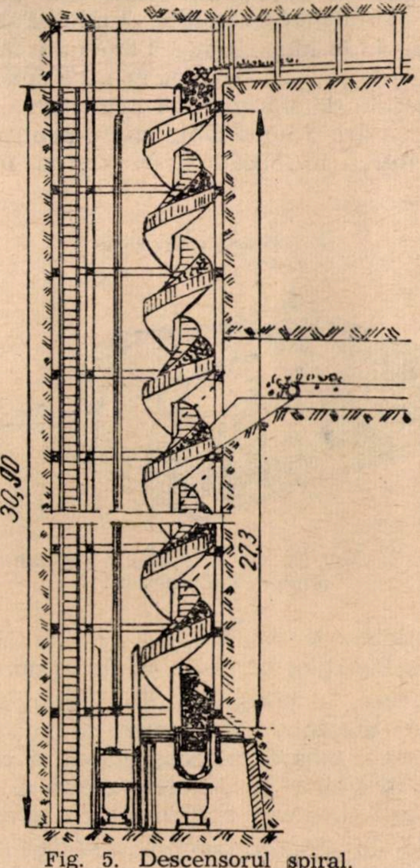


Fig. 5. Descensorul spiral.

Un alt mijloc de transport folosit în R.F.G. la mina Rheinpreussen este descensorul spiral (fig. 5).

În Franța la mina Charles (bazinul Loire) introducerea materialului se face prin patru conducte din oțel; două servesc orizontul de la adîncimea de 100 m, a treia conductă — pînă la adîncimea de 240 m și a patra conductă — pînă la adîncimea de 350 m.

În R.P.R. la transportul materialului pentru rambleiere se folosesc, în general, mijloace mecanizate.

Tabela 2

Mina	Caracteristica conductei			Mărimea maximă a bucăților de material, mm	Cantitatea de material transportat, tone pe zi	Observ.
	Adîncimea puțului, mm	Diametrul, conductei, mm	Grosimea pereților conductei, mm			
Sofia	330	300	7,5	60	—	—
Barbara	400	300	8,0	60	15 00	2—3
Ducla	480	400	11,00	80	1 500	3
Ducla	480	300	10,0	80	—	—
Antoniu Zapotoțkii	450	250	5,0	50	1 600	1—2
Antoniu Zapotoțkii	450	250	5,0	50	—	1—2

La minele din Valea Jiului stațiile de rambleu sînt așezate în apropierea puțurilor iar sterilul care se extrage din mină este dirijat la instalațiile de rambleu prin aceste puțuri.

La mina Lupeni s-a aplicat mult timp transportul în subteran printr-un plan înclinat amenajat special în acest scop (înclinarea planului de 45° și lungimea de 450 m). Planul este amenajat cu un jgheab din beton acoperit cu capace metalice prin care materialul se transportă prin cădere liberă.

La sectorul de minereuri transporturile pe orizontală se fac cu c.f.i., iar de aici în subteran prin rostogoluri sau prin puțuri.

Desigur că sistemul de transport se alege în funcție de condițiile locale, căutîndu-se în general căile cele mai scurte și evitarea degradării prin sfărîmare, atunci cînd procedeul impune o anumită granulație.

3. *Rambleierea mecanică*

Ritmul de creștere a vitezelor de avansare în fronturile de lucru din abataje a impus aplicarea de mijloace mecanizate și în procesul de rambleiere. Rambleierea mecanică constă în depunerea sterilului în locul exploatat cu ajutorul unor mașini.

În cadrul acestui procedeu de rambleiere se folosesc:

— instalații cu screpere;

— mașini de aruncat.

Instalațiile cu screpere au avantajul că pot folosi materialul pentru rambleiere în stare brută și se aplică în special în sectorul de minereuri pe scară mult mai largă decît mașinile de aruncat. Totodată, screperele pot fi folosite concomitent și la transportul minereului în abataje.

Astfel, în Anglia în anul 1952 au fost în funcțiune 20 de instalații cu screpere, în anul 1954—130 și numărul lor este mereu în creștere.

În U.R.S.S. la minele de cupru din Ural, acolo unde se aplică metodele de exploatare cu rambleiere, se folosesc aproape peste tot screpere.

Costul unui metru cub de rambleu executat cu secrepere, după datele din literatura sovietică, se situează între 7 şi 10 ruble vechi. Acest cost se reduce în cazul realizării unei capacităţi de 90—100 m³ de rambleu pe schimb. În general, costul aşezării rambleului cu screpere este de 30—40% mai mic decît la rambleierea manuală.

În R.P.R. folosirea screperelor se limitează la cîteva mine din bazinul minier Baia Mare, care au o dotaţie totală de circa 50 screpere de diferite tipuri. Din troliile-screpere aflate în exploatare, cele mai bune rezultate, la condiţiile specifice locale, au dat cele de tipul LU-15 (de 16 kW). Acestea sînt mai uşoare, au gabarite mai mici şi prin urmare sînt mai uşor transportabile decît troliile tip Sullivan.

Folosirea concomitentă a screperelor şi la transportul minereului în abataje a întîmpinat o serie de dificultăţi, provenite în cea mai mare parte din granulaţia excesiv de mare (500 mm) a minereului excavat.

Pentru aşezarea rambleului însă folosirea screperelor s-a arătat mult mai raţională decît rambleierea manuală.

Astfel la Baia Sprie, în cursul anului 1961, datorită combinării metodei de producere la zi a materialului pentru rambleiere şi aşezarea lui mecanică în spaţiul excavat s-a putut realiza un preţ de cost al unui metru cub de spaţiu rambleiat de circa 46 lei, faţă de 71,4 lei/m³, realizat pe aceeaşi perioadă de timp la E.M. Capnic şi 75,3 lei/m³ la E.M. Nistru.

Rambleierea cu ajutorul maşinilor de aruncat a căpătat în practica din străinătate o răspîndire specială în perioada celui de-al doilea război mondial.

Tipurile de maşini folosite şi caracteristicile tehnice sînt redate în tabela 3.

Tabela 3

Indici	Tipul maşinii		Fröhlich Klüpfel (R.F.G.)
	MZ–I (U.R.S.S.)	MZ–3 (U.R.S.S.)	
Productivitatea, m³/h	60	40	120
Distanţa de aruncare, m	8–10	12–15	5–6
Viteza benzii, m/s	15	20	10
Lăţimea benzii, mm	500	500	700
Unghiul de înfăşurare, grade	100	180	80
Puterea motorului, kW	11,4	11,4	8,0
Lungimea, mm	1 750	1 560	3 960
Înălţimea, mm	850	1 100	1 200
Lăţimea, mm	860	805	1 370
Greutatea, kg	700	780	1 500

Rezultate bune se obţin cu materialul care are o granulaţie de 85—90% de clasa 40—70 mm.

În R.P.R. s-a construit, după proiectul IPROMIN, prototipul maşinii de aruncat, care s-a experimentat o perioadă foarte scurtă la mina Deva, unde, între timp, s-au introdus maşinile tip BRIEDEN. Un alt exemplu de acest fel de maşină se află la E.M. Bocşa.

Considerăm că aceste maşini trebuie puse în experimentare, în paralel cu rambleierea manuală şi cu screpere, pentru a se putea trage concluzii privind domeniul de aplicare în condiţiile noastre de exploatare.

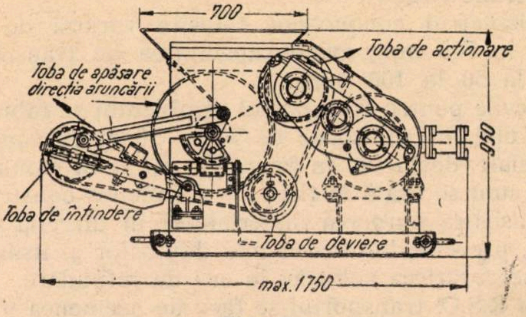


Fig. 6.

Literatura de specialitate aminteşte de o maşină de rambleiere mecanică Junior Pakmaster (lungimea 1 620 mm, lăţimea 1 067 mm, înălţimea 533 mm, greutatea 1 000 kg), în care sînt combinate funcţiile de sfărîmare şi aruncare a sterilului, ceea ce are o importanţă mare pentru folosirea sterilului în bucăţi mari de la înaintări (fig. 7).

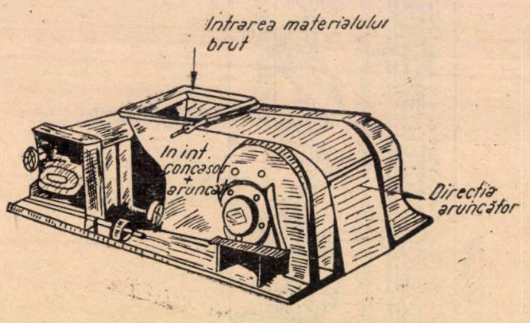


Fig. 7. Maşina de rambleiere mecanică Junior Pakmaster.

Productivitatea maşinii — 30 m³/h la mărimea maximă a bucăţilor de rambleu de 80 mm.

Ca aplicare, în condiţiile din ţara noastră a rambleului mecanic, considerăm că în sectorul de minereuri, pînă la perfecţionarea şi experimentarea maşinilor de rambleiere prin aruncare, se pot folosi cu succes instalaţiile cu screpere.

Maşinile de aruncat combinate (sfărîmare şi aruncare) prezintă avantaje faţă de screpere datorită productivităţii mai ridicate şi manevrării mai uşoare.

Pentru perfecţionarea acestor maşini se cere rezolvarea captării prafului şi securităţii personalului din abataje.

4. *Rambleierea hidraulică*

Rambleierea hidraulică are o aplicare mai extinsă, în special în minele de cărbuni, datorită şi efectului pozitiv în prevenirea şi combaterea focurilor de mină.

Astfel în R. P. Polonă, în cursul anului 1961, 30% din producţia de cărbuni s-a extras prin metode cu rambleu hidraulic. În Franţa în anul 1955 procentul producţiei extrase cu rambleu hidraulic era de 14%.

Rambleierea are o pondere însemnată şi în unele bazine din U.R.S.S. (la cîteva mine din bazinul Kuzneţk producţia cu rambleiere reprezintă de la 0,8 la 30%, iar în bazinul Karaganda se rambleiază la unele mine 13% din producţie).

În ţara noastră rambleul hidraulic reprezintă o pondere importantă în Valea Jiului. Din cele ce urmează se poate vedea acest lucru.

	1959	1960	1961
— Rambleu hidraulic total, m^3	290 000	267 000	261 000
— Producţia cu rambleu hidraulic faţă de producţia totală, %	14	11,8	10
— Rambleu hidraulic faţă de rambleul total, %	86	89	85

Dezavantajul principal al rambleului hidraulic constă din :

— scoaterea din producţie pe toată perioada rambleierii a abatajelor respective ;

— dificultăţile cauzate prin scurgerea apelor pe galerii, antrenarea materialului mărunt etc ;

— consum ridicat de materiale la lucrările de pregătire a abatajelor pentru rambleiere.

Avîndu-se în vedere aceste inconveniente într-o serie de ţări care folosesc pe scară largă rambleierea hidraulică s-au găsit soluţii pentru reducerea dificultăţilor, precum şi pentru alte deficienţe existente în materie de rambleiere hidraulică. Soluţionările au avut în vedere modificarea condiţiilor hidraulice pentru obţinerea amestecului de rambleiere, pentru creşterea productivităţii şi siguranţei în exploatare a instalaţiilor.

În această direcţie sînt interesante propunerile specialiştilor din R. P. Polonă în lucrarea prezentată la conferinţa de la Kuzbas în anul 1961. Se preconizează modernizarea tuturor instalaţiilor pe baza regimului de alimentare completă, adică eliminarea posibilităţilor de pătrundere a aerului din atmosferă în amestecul de rambleiere.

Întrucît cea mai favorabilă scurgere este prin secţiunea completă a conductei, în acest scop trebuie menţinut, în tot cursul rambleierii, nivelul apei în pîlnia de amestec. În acest fel, în afară de creşterea productivităţii de rambleiere, se reduc la minimum avariile de transport în conducte, precum şi uzura lor.

În figura 8 se arată construcţia unei astfel de pîlnii. Pîlnia trebuie să aibă o adîncime cît mai mare şi un volum de 8—10 m^3 astfel ca nivelul amestecului în pîlnie să fie menţinut la 2—3 m deasupra orificiului de recepţie a conductei.

Prin aplicarea acestui sistem în R. P. Polonă au fost obţinute rezultate deosebit de favorabile. La mina Miechowite, unde s-a introdus regimul de alimentare completă în anul 1959, se constată în anul 1961 o creştere a debitului instalaţiei la 6—10 m^3/h faţă de 360 m^3 în 1958 şi o reducere a cantităţii de apă la 0,6 m^3/m^3 rambleu faţă de 1,2 m^3/m^3 rambleu în anul 1958.

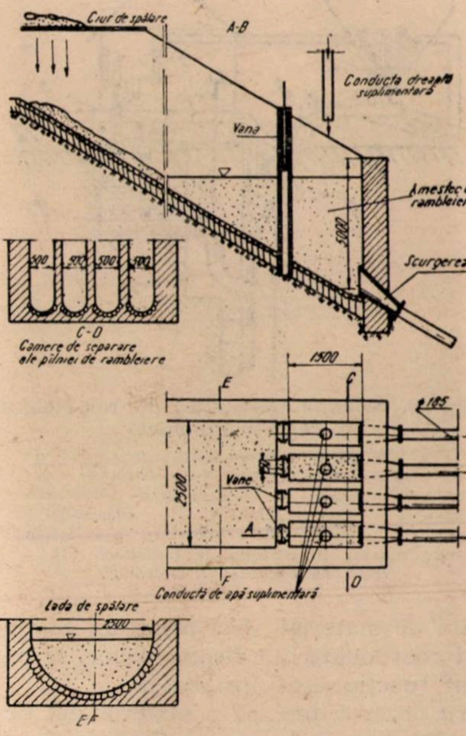


Fig. 8. Construcţia unei pîlnii de amestec.

Trebuie să menţionăm că în R. P. Polonă se foloseşte ca material de rambleu nisipul datorită condiţiilor naturale favorabile.

Considerăm însă că şi în cazul folosirii materialului concasat, problema prezintă avantaje şi credem că este cazul să se experimenteze acest regim de alimentare şi la instalaţiile din Valea Jiului.

O altă problemă importantă este reglarea automată a alimentării cu apă şi material.

O instalaţie modernă de pregătire a amestecului pentru rambleiere s-a conceput şi s-a realizat de Institutul de mine al Academiei de ştiinţe din U.R.S.S., care are o serie de dispozitive pentru reglarea automată a alimentării cu apă şi material. Schema acestei instalaţii este redată în figura 9.

Ventilele 5 şi 9 sînt astfel reglate încît volumul principal al apei să intre în conductă prin pîlnia de amestec, iar partea secundară să se introducă din rezervor.

Cu ajutorul apei din rezervor se poate menţine nivelul apei din conducta de rambleiere, evitîndu-se astfel intrarea aerului.

Atunci cînd densitatea pulpei crește iar viteza scurgerii va scădea, reducîndu-se și consumul de apă, plutitorul, fiind forțat de nivelul crescut al apei, va acționa alimentatorul pentru reducerea debitului de material, deci printr-un complex de mișcări coordonate ale dispozitivelor, se reglează automat funcționarea instalației.

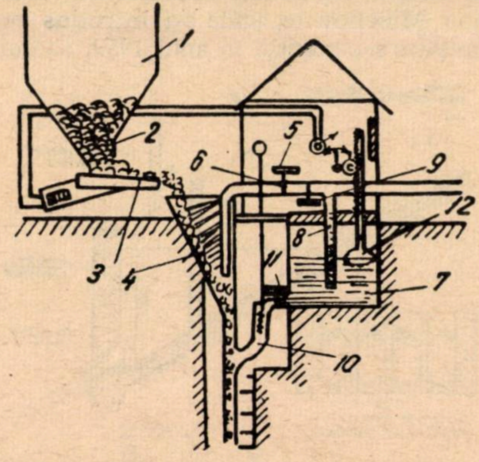


Fig. 9. Schema instalației de rambleiere cu reglare automată:

1 — siloz pentru material; *2* — gura silozului; *3* — alimentator vibrator; *4* — pilnia de amestec; *5* — ventil; *6* — țeava pentru introducerea apei; *7* — rezervorul de apă; *8* — alimentator de apă; *9* — ventil; *10* — țeava care face legătura între rezervor și conducta de rambleiere; *11* — ventil de reglare; *12* — plutitor.

Pentru dozarea precisă a materialului de rambleu (solid, lichid) și pentru determinarea debitului de rambleiere se folosesc dispozitive cu raze gama.

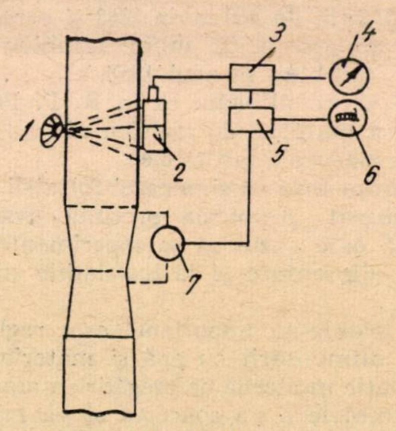


Fig. 10. Schema dispozitivului pentru determinarea conținutului de material solid dintr-un amestec de rambleiere (pulpă):

1 — sursa radioactivă aranjată astfel încît să poată trimite razele printr-un tub transparent in care circulă amestecul de rambleiere; *2* — camera de ionizare (contor de raze gama). La trecerea materialului prin tub razele slăbesc în funcție de consistența amestecului; *3* — amplificatorul de curent continuu al curentului ionizat poporțional cu intensitatea razelor gama; *4* — măsurătorul de gradație arătînd în procente conținutul de material; *5, 6, 7* — aparatura pentru determinarea debitului de material transportat.

În figura 10 se arată schema aparatului pentru măsurarea conținutului procentual al materialului în hidroamestec.

Pentru același scop de alimentare completă și uniformă în bazinul Lorraine (exploatarea Merlebach) se utilizează o pîlnie prevăzută cu electrozi indicatori de nivel ai amestecului din pîlnie (fig. 11).

Un colectiv de la mina Petrila a realizat un dispozitiv pentru reglarea semiautomată a amestecului (fig. 12).

Acest aparat se cuplează la conducta de rambleiere la începutul traseului orizontal, fiind în continuu sub presiunea pulpei din țeavă, la valoarea ei critică cînd începe înfundarea conductei să transmită alarma la pîlnia de amestec reglîndu-se dozarea necesară a pulpei.

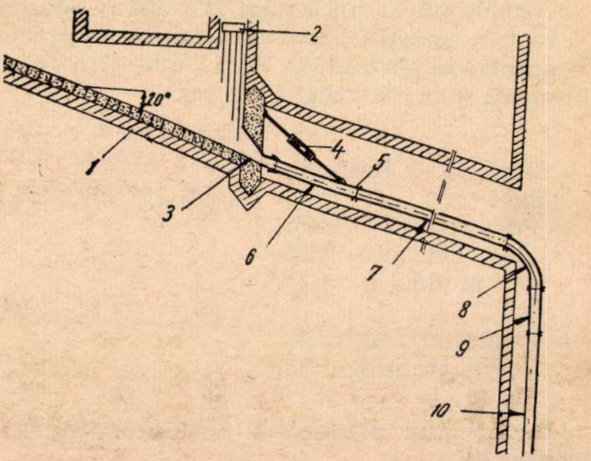


Fig. 11. Schema de principiu a pîlniei prevăzută cu electrozi indicatori de nivel ai amestecului din pîlnie și conducta de rambleiere:

1 — pavaj din granit; *2* — electrozi de control ai nivelului de amestec; *3* — pîlnia de la gura conductei cu Ø de 200 mm; *4* — regulator; *5* — legătura rapidă; *6* — tuburi de capete sferice care permit îmbinarea rapidă; *7* — conducta din plan înclinat; *8* — cot de 75°; *9* — reducție de la Ø 200 la Ø 150 mm; *10* — conducta din puț cu Ø 140 mm.

Dispozitivul a fost încercat o perioadă de timp cu rezultate satisfăcătoare, însă necesită punerea la punct a unor detalii constructive.

În privința conductelor pentru transportul rambleului, atenția se îndreaptă spre conducte cu rezistență cît mai ridicată la uzură. Conductele folosite sînt în general cele cu ⌀ de 150 mm, iar în cazul debitelor mari s-a trecut la conducte cu ⌀ de 175 și 200 mm.

După datele din R. P. Polonă uzura țevilor se produce după transportarea a 150 mii m^3 de material pe verticală și pînă la 500 mii m^3 pe orizontală.

În cazul folosirii căptușelilor de bazalt sau zgură de cupru, rezistența conductelor (orizontale) crește pînă la 7—8 mil. m^3 material transportat.

În Franța, la Merlebach, conductele din oțel cu 13% Mn se uzează după 500 mii — 1 mil m^3, iar cînd materialul este din oțel cu 13% Mn și centrifugat, se pot atinge 2—3 mil. m^3. De remarcat că în exemplul dat s-a folosit materialul cu o granulație mică, de ordinul a 150 microni.

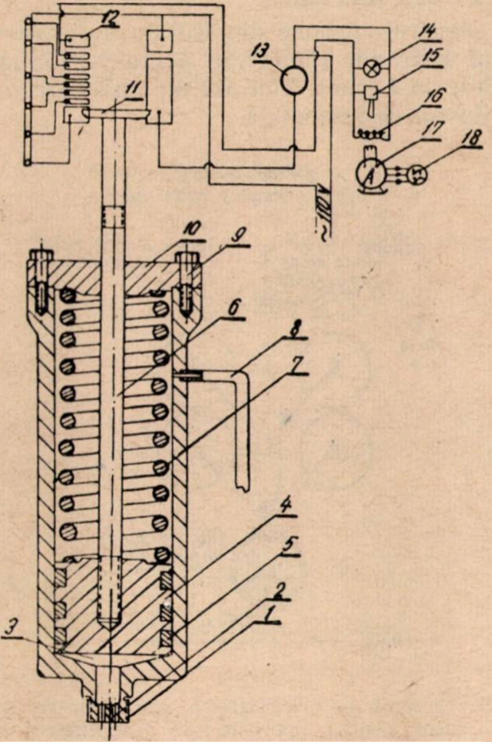

1
2
3
4
5
6
7
8
9
10
11
12
13
14
15
16
17
18

Fig. 12. Aparat de semnalizare:
1 — racord; *2* — tub; *3* — cilindru; *4* — piston; *5* — segmenți; *6* — tijă; *7* — arc; *8* — conductă de evacuare; *9* — șurub; *10* — capac; *11* — contactor; *12* — contacte; *13* — voltmetru; *14* — bec; *15* — claxon alarmă; *16* — transformator; *17* — întrerupător; *18* — motor electric.

În principal, în cazul conductelor trebuie acordată o mare atenție raționalizării traseelor, montărilor judicioase și etanșe, precum și întoarcerilor cu regularitate, după scurgerea cantităților admise de material.

De subliniat că o dată cu îmbunătățirile la instalații, prin creșterea densității amestecului, vor crește și presiunile, de aceea conductele vor trebui montate și întreținute în mod corespunzător.

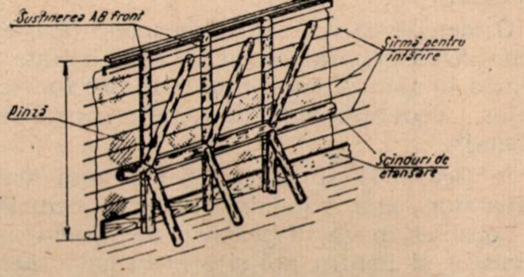

Susținerea AB front
Sîrmă pentru întărire
Pînză
Scînduri de etanșare

Fig. 13. Dig frontal de pînză întărit cu sîrmă.

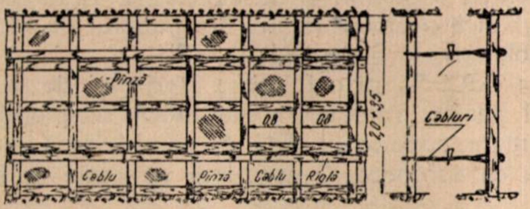

Pînză
0,8
0,8
2,0÷3,5
Cabluri
Cablu
Pînză
Cablu
Riglă

Fig. 14. Dig frontal de pînză întărit cu rigle de lemn.

O altă problemă importantă în rambleul hidraulic o constituie pregătirea în abataje.

Această operație pe lîngă un volum mare de lucru (în R. P. Polonă o statistică arată că 37% din posturile prestate se consumă în acest scop) duce și la un consum mare de materiale și în special material lemnos. La aceasta se adaugă scăpările de material fin care se produc și a căror consecințe se cunosc.

În această direcție se caută soluții de îmbunătățire în scopul reducerii volumului de muncă, reducerii consumului de material prin reutilizarea digurilor și a unei etanșări cît mai bune.

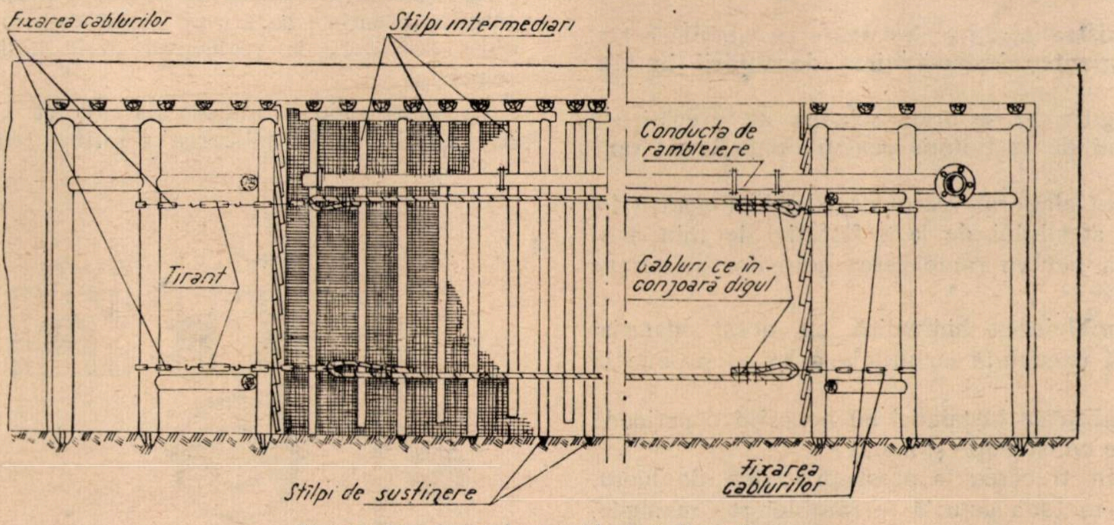

Fixarea cablurilor
Stîlpi intermediari
Conducta de rambleiere
Tirant
Cabluri ce înconjoară digul
Stîlpi de susținere
Fixarea cablurilor

Fig. 15. Dig frontal cu cabluri și distanțiere.

În figurile 13, 14 și 15 indicăm cîteva tipuri de amenajări în abataje utilizate în acest scop.

O problemă care ar trebui studiată ar fi folosirea maselor plastice la pregătirea condițiilor de rambleiere în abataje.

Problema se poate pune atît pentru tuburile din abataj cît și pentru anumite părți de pregătire la diguri.

O metodă care se aplică în unele țări, este introducerea separatoarelor de apă, înainte de intrarea în abataj. Acest procedeu este foarte avantajos, deoarece simplifică mult pregătirile din abataj.

În figura 16 se arată schema unui astfel de separator, apa eliminîndu-se prin centrifugare. Considerăm că dispozitivul menționat este interesant și pentru noi și prin urmare merită să fie studiat mai amănunțit.

Pentru exploatările de minereuri, rambleierea hidraulică prezintă interes din punctul de vedere al folosirii sterilului de la flotații.

În U.R.S.S., prin folosirea sterilului de la flotații pentru rambleiere hidraulică s-au obținut rezultate superioare față de rambleierea mecanică cu screpere. O asemenea aplicație se face și în Australia, cu o deșlamare prealabilă a sterilului pentru îmbunătățirea decantării în abataje.

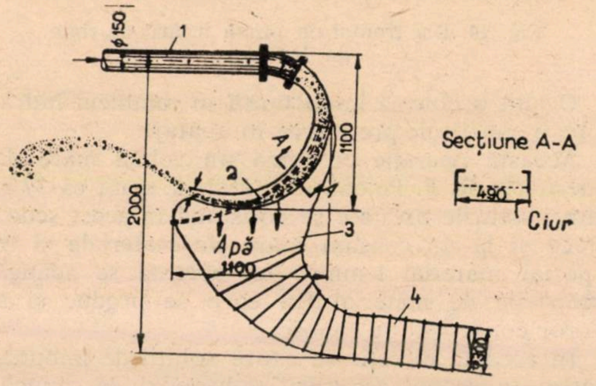


Fig. 16. Separatorul de apă BOB-5 :
1 — conducta de tulbureală ; *2* — separatorul de apă ; *3* — pîlnie pentru evacuarea apei ; *4* — conducta de evacuare a apei.

În figura 17 se arată schema de pregătire a sterilului de la flotație pentru operația de rambleiere.

Studiul elaborat recent de ICEMIN pentru folosirea sterilului de la o flotație de minereuri din țară pentru rambleierea golurilor subterane arată că :

— rambleierea hidraulică cu acest material poate fi executată cu utilaje care se produc în țară ;

— realizarea instalației nu necesită o perioadă mare de construcție și motaj ;

— prin trecerea la acest procedeu de lucru, față de metoda actuală — rambleierea manuală, se va asigura sporirea productivității muncii la operația de rambleiere pe întreaga mină de la 3,1 m^3/post la circa 9 m^3/post, reducerea prețului de cost al extracției de minereu cu circa 10 lei/t dublarea capacității existente a iazului de decantare.

Fondurile necesare realizării investiției respective se amortizează prin economiile ce se vor face în circa șase luni.

În sectorul cărbune din R.P.R., aplicarea rambleului hidraulic rămîne în principal limitată și în viitor la bazinul Văii Jiului, unde are o pondere destul de însemnată.

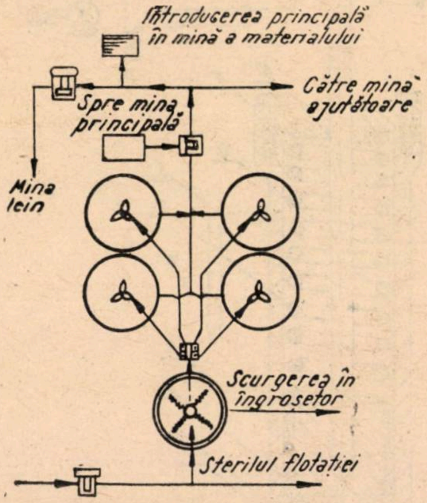


Fig. 17. Schema de pregătire a sterilului de la flotație pentru operația de rambleiere.

Din studiul îmbunătățirii indicilor tehnico-economici la rambleierea hidraulică și pneumatică la minele din Valea Jiului, întocmit în 1960 la C.C.V.J., se observă o reducere a prețului de cost la mina Lupeni cu 41,6% în anul 1960 față de 1958. Scăderi ale prețului de cost s-au obținut și la celelalte exploatări.

Totuși considerăm că se pot face îmbunătățiri tehnice esențiale bazate pe experiența altor țări, care pot duce la realizarea unor indici mult superiori.

În acest scop o analiză sistematică în fluxul de rambleu și în aplicarea soluțiilor arătate în

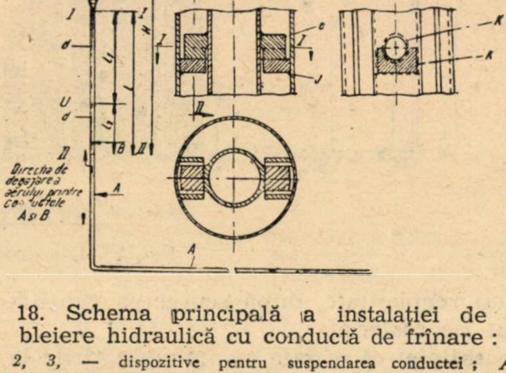


Fig. 18. Schema principală a instalației de rambleiere hidraulică cu conductă de frînare :
1, 2, 3, — dispozitive pentru suspendarea conductei ; *A* — conducta exterioară ; *B* — conducta interioară — compensare (frînare); K — nivelul pulpei în pîlnie ; *U* — nivelul în conducta exterioară ; *e* — umăr ; *j* — suport.

capitolul de față, o considerăm deosebit de utilă. Este necesar ca studiile să fie continuate, să fie urmate de experimentări și de o analizare sistematică a rezultatelor.

Ritmul intens al exploatării substanței minerale utile, pentru satisfacerea nevoilor economiei naționale, pune în față o serie de probleme legate de exploatarea la o adîncime mai mare (peste 500 m).

Operația de rambleiere în condiții de adîncime mare, pe lîngă factorii expuși mai sus, ridică și problema formării curentului de tulbureală pentru asigurarea presiunii echilibrate (compensate).

Studiile făcute de *C. A. Korjaev* și *V. H. Romarenko* arată că rambleierea hidraulică este realizabilă în condiții satisfăcătoare, folosindu-se în partea verticală a conductei *A* o altă conductă de compensare (frînare — *B*). Aceasta s-a verificat la lucrările de rambleiere hidraulică la o mină din Australia. În figura 18 este dată o schemă principală a unei asemenea instalații.

* * *

Unele probleme actuale ale bazinului minier Baia Mare în legătură cu orientarea cercetărilor viitoare[*]

Ing. Gabriel F. Popescu

Obiectivul principal al planului economic pe anii 1960—1965, precizat prin documentele Congresului al III-lea al Partidului Muncitoresc Romîn constă în dezvoltarea bazei tehnico-materiale a socialismului în țara noastră, în vederea desăvîrșirii construcției socialismului. Între sarcinile și aspectele esențiale ale planului se situează și sporirea producției de metale neferoase, în legătură cu care este necesară, așa cum arăta tovarășul Gheorghe Gheorghiu-Dej în Raportul la Congres, concentrarea lucrărilor de prospecțiuni și explorări în regiuni cu perspective favorabile[**]. Programul construirii bazei tehnico-materiale a socialismului în țara noastră implică totodată accentuarea ritmului de efectuare a explorărilor și de găsire a unor noi resurse de materii prime minerale.

O astfel de regiune cu perspective favorabile, din punctul de vedere menționat, o constituie regiunea Maramureș în ceea ce privește rezervele de minereuri importante, cum ar fi cele de plumb, cupru, zinc, cele de aur și argint, cele de pirită și altele.

Preocupările pentru identificarea cît mai completă a potențialului minier al acestei regiuni au devenit evidente mai cu seamă în ultimii cîțiva ani, cînd la îndrumarea partidului conducerile Ministerului Minelor și Energiei Electrice și Comitetului geologic au intensificat, prin principalele organizații în subordine, lucrările de cercetare și valorificare a bogățiilor subsolului. Instituții științifice au înscris în același timp în programele lor de lucru examinarea unor aspecte teoretice legate de geologia regiunii Maramureș, pentru adîncirea gradului de cunoaștere al acesteia; pot fi citate astfel o serie de lucrări efectuate la diferite institute de învățămînt superior și la diferite unități ale Academiei R.P.R. din Iași, Cluj și București.

Dat fiind sarcinile care se desprind pentru regiunea Maramureș, devin actuale unele probleme geologice, atît cu caracter teoretic, științific, cît și cu caracter practic, economic, în legătură cu dezvoltarea cărora se poate schița orientarea viitoarelor cercetări.

★

---

[*] Comunicare prezentată la Sesiunea de referate și comunicări geologice, Baia Mare, iunie 1963. Se supune discuției.

[**] *Gh. Gheorghiu-Dej*: Articole și cuvîntări (1959—1961), Editura politică, București, 1961, p. 111; 116; 123; 124.

Considerăm că în prezent una din problemele principale constă în *stabilirea legilor de distribuţie* a zăcămintelor de minereuri, pe macro- şi microzone în cadrul regiunii. Stabilind astfel de legi, ne putem aştepta la punerea în evidenţă a unor noi zăcăminte într-un timp mai scurt şi ca atare explorarea şi darea în exploatare a acestora pot fi făcute la timp. În prezent devine tot mai evidentă însemnătatea practică a acestei probleme, pentru că, aşa cum arăta profesorul V. V. Belousov, membru corespondent al Academiei de Ştiinţe a U.R.S.S., perioada descoperirilor semiîntîmplătoare a zăcămintelor de minereuri de la suprafaţă se apropie de sfîrşit [3]. De aceea, un rol de seamă trebuie să revină studierii planificate zonare a regiunii Maramureş, prin care să se poată obţine cunoaşterea trăsăturilor structurale geologice, indicarea condiţiilor favorabile pentru găsirea unor noi zăcăminte şi în consecinţă, o dirijare mai corectă a lucrărilor de explorare în viitor.

Pe această linie, credem că apare justificată intensificarea *cercetărilor geofizice*, atît prin metodele aplicate, cît şi prin introducerea unor noi metode şi a unor noi tipuri de lucrări geofizice, nu numai în perimetrele adiacente celor în care sînt cantonate zăcămintele cunoscute în prezent, dar şi în perimetre mai îndepărtate, de ordinul II, ca de exemplu la nord de catena vulcanică Oaş-Gutin-Văratec-Tibleş, la sud de Baia Mare şi în alte zone ale teritoriului regiunii Maramureş. Ar putea fi aşteptate rezultate deosebit de interesante sub aspectul raionării tectonice a regiunii, sub aspectul studierii structurii de adîncime, precum şi sub aspectul prospectării unor noi zăcăminte, prin folosirea în mod corelat a unor metode geofizice, ca metodele magnetometrice, seismometrice, gravimetrice, electrometrice, radiometrice şi metalometrice. Acest complex de metode geofizice de cercetare trebuie să capete o utilizare pe scară largă în regiunea Maramureş şi prevedem că programele de lucru ale organizaţiilor de specialitate nu vor putea să nu ţină seama de această necesitate, în viitorul apropiat. Asemenea cercetări ar putea furniza oamenilor de ştiinţă ca şi practicienilor, geologilor, geofizicienilor şi minerilor, o largă informaţie asupra subteranului regiunii.

În paralel cu aceste consideraţii, dorim să mai scoatem în evidenţă că şi pentru regiunea Maramureş, aşa cum s-a subliniat şi în alte ocazii, este necesară cunoaşterea zonelor mai adînci, cărora li se atribuie influenţe active asupra zonelor superioare, sub aspectul tectonicii, magmatismului, metamorfismului ş.a., ceea ce a determinat desigur, structura de ansamblu şi în consecinţă modul de distribuţie a zăcămintelor.

Pe linia aceasta, merită evidenţiată acţiunea Comitetului geologic care a executat unele foraje de cunoaştere structurală, dintre care două, de cîte 2 000 m, au furnizat materiale din a căror interpretare vor rezulta concluzii de interes ştiinţific indiscutabil. Dar noţiunile noastre asupra structurii de adîncime a teritoriului regiunii Maramureş trebuie neapărat scoase, măcar parţial, din domeniul ipotezelor, trebuie neapărat lărgite şi completate.

În consecinţă, credem ca fiind foarte actuală elaborarea şi executarea unui *program de sondare structurală*, după o reţea care ar putea avea la baza discuţiilor propunerile colectivului candidatului în ştiinţe ing. P. Vlad, din martie 1960, lărgite bineînţeles ca urmare a evoluţiei concepţiilor şi a dobîndirii de noi elemente prin lucrările efectuate între timp. Reamintim că forajele de adîncime, propuse de colectivul menţionat, sînt preconizate a fi efectuate în două etape, şi anume, o primă etapă, cu caracter de referinţă, ar comporta săparea unui număr mai redus de foraje, apreciat la circa 8—10 foraje, cu adîncime de ordinul a 2 km, în anumite zone indicate, urmînd ca într-o a doua etapă să se realizeze o reţea la gabarite mai reduse, în funcţie de indicaţiile care eventual s-ar obţine cu sondajele din prima etapă. Între altele au fost avute în vedere perimetre situate geografic la nord de zona Ilba-Săsar, la nord de Vîrful Igniş, la nord de Vîrful Gutin etc. Desigur că mai pot fi justificate şi alte locaţii în plus, pe teritoriile raioanelor Oaş, Sighet şi chiar Lăpuş (în zona mai puţin cunoscută dintre Băiuţ şi Tibleş). Este în afară de orice îndoială că un astfel de program de sondaje de referinţă, cu amplasamente judicios stabilite, va furniza un material deosebit de preţios din punctul de vedere al cunoaşterii magmatismului, larg dezvoltat în regiunea Maramureş, şi a metamorfismului subsecvent, precum şi al metalogeniei variate, legate de acestea. Vom dispune, în acest fel, de date din care pot fi concretizate concluzii de importanţă practică efectivă.

★

Dintre problemele geologice actuale ale bazinului Maramureş am enumerat descifrarea structurii geologice a zonelor în care se află zăcămintele în exploatare, problemă căreia, pînă în anii din urmă, i s-a acordat o atenţie insuficientă. Prin studiul acestei structuri trebuie să înţelegem studiul aşezării în scoarţa terestră a diferitelor tipuri de roci şi a formelor lor de zăcămînt. Deşi în vederea rezolvării acestei probleme s-au făcut numeroase studii şi cercetări de teren, concretizate în hărţi şi profile geologice, la diverse scări, nu putem spune că problema ar fi rezolvată complet. Studiile trebuie continuate şi în paralel, trebuie inţiată *sintetizarea rezultatelor* de pînă acum, într-o lucrare unitară, de ansamblu, pe regiune, care să cuprindă rezultatele obţinute, zonele de perspectivă, indicaţiile de eşalonare a lucrărilor viitoare [1]. Scopul unui astfel de studiu de sinteză trebuie să fie şi *stabilirea unor legităţi ale dezvoltării proce-*

selor geologice în trecutul acestei provincii metalogenetice, care să elimine, în măsura în care ar fi posibil, schematizarea proceselor geologice şi a istoriei geologice a regiunii.

Cercetările de suprafaţă nu mai pot fi suficiente în scopuri practice — anume de a pune în evidenţă noi corpuri de minereu, noi zăcăminte. În explorarea de noi rezerve, geologia aplicată începe să pătrundă în adîncime, să caute zăcăminte ascunse, acele criptostructuri care n-au reuşit să străbată pînă la suprafaţă. În această privinţă, în cadrul bazinelor miniere din regiunea Maramureş au fost obţinute unele succese, între care putem cita zăcămintele nordice din mina 9 Mai Nistru, filonul Nou de la Baia Sprie etc. care au fost evidenţiate pornind de la alte ipoteze de lucru decît prospectarea unor iviri de suprafaţă. Cu toate că în exemplele citate nu este vorba de zăcăminte propriu-zis de adîncime, se întrezăreşte, din această experienţă, posibilitatea existenţei unor zăcăminte, ascunse de plăci acoperitoare, de dimensiuni şi mai mari. Toate acestea aduc pe primul plan necesitatea dezvoltării unei *teorii despre prognoza* zăcămintelor, a definitivării principiilor şi metodicii de evaluare a rezervelor de prognoză, specifice regiunii Maramureş.

În această privinţă trebuie să se stabilească valori convenabile extrapolabile pentru coeficienţii de reuşită şi pentru indicii de rezervă ce revin suprafeţei mineralizate (în t/m^2), cu care, aşa cum recomandă prof. dr. V. Ianovici şi colaboratorii [6], să se poată lucra în ceea ce priveşte evaluarea rezervelor de prognoză de ordinul I, cît şi în ceea ce priveşte rezervele de prognoză de ordinul II, adică acele rezerve care s-ar putea estima în zone noi ale regiunii, în care substanţa minerală nu a fost încă identificată, aprecierile făcîndu-se numai pe baza similitudinii geologice.

★

Cunoaşterea cauzelor şi a legilor dezvoltării proceselor geologice, care depind într-o bună măsură de fenomenele endogene, poate fi realizată unind cercetările geofizice amintite mai sus, cu *cercetările geochimice*. În felul acesta se va face încă un pas în direcţia pătrunderii metodelor exacte în geologie, în aplicarea *metodelor geonomice de cercetare*, cum au fost numite de profesorul Belousov [3]. În regiunea Maramureş, în ultimul timp, au fost aplicate în cîteva cazuri, determinările geochimice; considerăm însă că metodele de prospectare geochimice trebuie să capete o amploare cu totul deosebită.

Metodele geochimice pot fi de folos în rezolvarea problemelor de metalogeneză şi mai cu seamă în rezolvarea problemelor legate de evidenţierea structurilor care nu aforează, respectiv a zăcămintelor ascunse. În această ordine de idei, pe linia adoptării metodelor geochimice în practica de cercetare a teritoriului regiunii Maramureş, s-a pus problema determinării aureolelor de dispersie epigenetică şi a aureolelor de dispersie mecanică [16], precum şi a folosirii metodelor hidrogeochimice.

Problemele de *hidrogeologie* aplicată oferă un cîmp larg de cercetări de interes practic. Conducerea Trustului minier Baia Mare a iniţiat o serie de astfel de cercetări, indicînd orientarea preocupărilor în două direcţii. Pe de o parte au fost întreprinse acţiuni de analizare sistematică după o anumită metodică a apelor de mină, pentru determinarea eventualilor componenţi valorificabili (cum ar fi de pildă cuprul), iar pe de altă parte au fost preconizate şi înscrise în planul pe anul viitor al Sectorului de cercetări al Trustului minier, lucrări pentru determinarea fluxurilor de circulaţie liberă a apelor de mină, folosind în acest scop izotopi trasori. Scopul acestor investigaţii constă în a furniza aparatului tehnic al minelor cu umiditate excesivă, a elementelor pentru proiectarea şi aplicarea celor mai potrivite măsuri de protecţie a lucrărilor de captare şi drenare a apelor.

Totodată trebuie extinse *cercetările de geotermometrie şi geotermie*, îmbrăţişîndu-se diverse aspecte geotermice, cum ar fi studierea existenţei unor curenţi termici, determinarea unor constante termofizice, stabilirea temperaturilor la diferite nivele în adîncime etc. Apare evidentă necesitatea de a fi extinse determinările geotermometrice prin metoda omogenizării pe baza lucrărilor academicianului prof. dr. M. Savul şi a candidatului în ştiinţe ing. V. Pomîrleanu la zăcămintele noi din regiune, precum şi la nivelele noi ale celorlalte zăcăminte, pentru adîncirea gradului de cunoaştere al acestora şi pentru a avea criterii suplimentare la evaluarea rezervelor de prognoză de ordinul I. Aceste determinări le considerăm de actualitate, în special la zăcămintele cuprifere şi aurifere din zona centrală şi vestică a bazinului Baia Mare. În această privinţă, pînă la organizarea unui laborator propriu de geotermometrie al Trustului minier Baia Mare, trebuie intensificate relaţiile de colaborare dintre Trust şi specialiştii Universităţii din Iaşi.

★

Dintre problemele de interes deopotrivă ştiinţific şi practic apreciem şi *studierea proprietăţilor fizico-mecanice ale rocilor*, care trebuie să capete dezvoltarea corespunzătoare. Astfel de studii necesită a fi făcute atît în condiţiile naturale de zăcămînt, cît şi în condiţii experimentale de laborator. Prin studierea cît mai aprofundată a proprietăţilor fizice şi mecanice ale rocilor şi prin aplicarea legilor mecanicii teoretice şi practice, vor putea fi clarificate o serie de chestiuni interesînd construcţiile subterane, exploatările miniere, geotehnica şi geologia structurală. Profesorul M. Stamatiu scria în tratatul său de Mecanica rocilor [15] că această disciplină poate aduce servicii importante geotectonicii şi geologiei structurale. Din punct de vedere minier, prin lămurirea stărilor de tensiune din pereţi, tavanul şi vatra lucrărilor, pot fi trase concluzii de interes practic, ori aceste stări de tensiune depind de proprietăţile fizice şi mecanice ale rocilor respective. Ca să nu ne referim decît la două exemple, vom aminti zăcămintele Şuior şi Baia Sprie, la care dacă s-ar cunoaşte mărimea tensiunilor acţionînd în abataje şi în rocile imediat adiacente, s-ar putea alege, în mod mai potrivit, nu numai susţinerea acestora, dar şi însăşi metoda de exploatare cea mai potrivită din punct de vedere tehnico-economic. Pentru aceste considerente dintre obiectivele de viitor relativ apropiat, Trustul minier îşi propune să lărgească profilul sectorului său propriu de cercetări miniere, prin organizarea unui laborator de mecanica rocilor, prin a cărui activitate să fie rezolvate principalele probleme care se pun în această direcţie.

Într-o primă etapă urmează a fi studiate proprietăţile fizico-mecanice şi fizico-chimice ale rocilor din bazinul nostru în condiţii normale, după care cercetările s-ar extinde în diverse alte cazuri, la diferite condiţii de presiune şi temperatură. Pentru aceasta, întrevedem necesitatea extinderii colaborării între Trustul minier şi instituţiile de învăţămînt superior sau ale Academiei, întrucît se impune fireşte, o bază tehnică corespunzătoare.

★

Desfăşurarea activităţii geologice în regiunea Maramureş în mod planificat şi în ritmuri din ce în ce mai accentuate a permis ca în ultimii ani să se acumuleze un vast material documentar, concretizat în hărţi şi profile, în rapoarte, memorii, note, studii şi proiecte, în comunicări, referate şi articole. Se dispune de un mare număr de informaţii şi elemente de cunoaştere geologică şi mineralogică, dobîndite prin lucrările efectuate.

Într-o ordine de idei adiacentă, ne permitem să ridicăm o problemă pe care o considerăm de mare importanţă. Ne referim la însemnătatea pe care o are pentru orientarea lucrărilor geologice, cercetarea arhivelor vechi şi a documentelor referitoare la diferite puncte miniere din regiunea noastră. Deşi pe această cale se pot găsi informaţii preţioase cu privire la exploatări părăsite, explorări vechi, hărţi elaborate în trecut ş.a. totuşi problema nu a constituit obiectul unor cercetări metodice ştiinţifice. S-a recurs totuşi, din cînd în cînd, în mod necoordonat, la astfel de izvoare şi multe din lucrările de explorare începute pe baza documentaţiilor vechi au dat rezultate favorabile. Putem ilustra aceasta cu unele exemple, cum ar fi explorările efectuate de Comitetul geologic la Tarna Mare [1], de Trustul de prospecţiuni şi explorări la Capnic în sectorul Varvara, de Trustul minier Baia Mare la Săsar în perimetrul Trei Stejari etc.

Considerăm că a devenit o problemă de actualitate *valorificarea ştiinţifică a importantului fond arhivistic care* este răspîndit în regiunea Maramureş, la diferite exploatări, în arhiva Trustului minier, în cea a Inspectoratului regional de control geologic şi minier, la Muzeul regional şi în alte locuri. Problema aceasta interesează nu numai pe cercetătorii de istoria tehnicii, dar în primul rînd pe mineri şi pe geologi.

★

Din punctul de vedere al *geologiei economice*, problemele care se conturează în bazinul Maramureş, decurgînd din sarcina de a asigura ţării resursele corespunzătoare de materii prime minerale, sînt grupate în jurul obiectivului de a creşte în primul rînd producţia metalelor neferoase şi preţioase, precum şi a substanţelor utile nemetalifere.

Apreciem cu acest prilej că în cadrul regiunii Maramureş este necesară îmbunătăţirea răspîndirii geografice, pe raioane, a exploatărilor de materii prime minerale, şi ca atare trebuie prospectate noi zăcăminte. Indicaţii preţioase în această privinţă găsim în lucrările prof. dr. E. Stoicovici şi colaboratorii [10], prof. dr. V. Manilici [9], prof. ing. M. Socolescu şi colaboratorii [11], [12] ş.a.

Concomitent se pune problema ca astfel de lucrări să fie efectuate în condiţii avantajoase din punct de vedere economic, cu consum minim de forţe şi mijloace, ceea ce atrage după sine necesitatea îmbunătăţirii procedeelor de lucru, a modernizării tehnologiilor specifice şi a introducerii progresului tehnic în procesul de execuţie. Dacă avem în vedere, de pildă, executarea lucrărilor geologice prin metode miniere, se face simţită necesitatea dotării fronturilor cu perforatoare de înaltă frecvenţă, dispozitive de torcretat, maşini de încărcat cu gabarite corespunzătoare etc.

Pentru geologul de exploatare al minelor noastre nu pot fi considerate drept probleme rezolvate micşorarea pierderilor de zăcămînt şi în consecinţă metodica urmăririi acestora; reducerea la limita inferioară posibilă a diluţiei minereului şi stăpînirea analizei tuturor factorilor de influenţă a acesteia; valorificarea complexă a zăcămintelor de minerale utile, cu întrebuinţarea tuturor componenţilor utili, şi ca atare inventarierea completă a potenţialului în componenţii majori şi minori.

În problema stabilirii potenţialului în componenţi minori ai minereurilor, după ce au fost stabilite — pînă acum — prin studiile laboratoarelor de spectrochimie, microscopie şi de cercetări ale Trustului, prin lucrările efectuate de chim. St. Mihalka, geol. A. Götz, geol. Z. Toth ş.a. listele elementelor însoţitoare şi limitele de conţinut ale acestora, pe produse de concentrare miniere, pe sorturi de minereu, pe filoane și pe orizonturi, urmează a se trece, în perioada următoare, la aprofundarea studiilor, la conturarea panourilor cu conținuturi industriale în astfel de componenți și la descifrarea relațiilor geochimice. Contribuții remarcabile au mai adus în această problemă specialiștii Trustului de prospecțiuni și explorări miniere, ai Institutului de cercetări miniere, ai Direcției tehnice și ai Oficiului geologic din M.M.E.E., ai Comitetului geologic, ai unor institute de învățămînt superior (I.G.P.G., I.P.B. etc.) și ai unor institute ale Academiei R.P.R., care prin lucrările publicate sau aduse la cunoștința lucrătorilor tehnico-științifici din bazinul Baia Mare, au pus la îndemîna acestora elemente prețioase pentru continuarea cercetărilor. La rezolvarea problemei trebuie să concure și să colaboreze, pe de o parte, minerul și metalurgistul, pe de altă parte, minerul și geologul.

O mărire considerabilă a eficacității cercetărilor geologice trebuie căutată în rezolvarea *problemei elaborării bazelor previziunii științifice,* care să permită indicarea zonelor favorabile pentru explorări, a existenței zăcămintelor și a adîncimii probabile la care se găsesc.

Pentru orientarea lucrărilor de cercetare în bazinul minier Maramureș, au fost elaborate pînă în prezent cîteva criterii a căror valabilitate a fost verificată prin practica recentă și care au mai fost enunțate cu diverse prilejuri. Astfel, după geologii A. Varna și A. Naidin, cunoscători ai bazinului Baia Mare, se pot sintetiza următoarele criterii [18]:

a) existența unor sisteme de fracturi tectonice paralele, orientate fie nord-sud, fie est-vest, (criteriu verificat la Nistru, Baia Sprie etc. și propus de noi în cercetarea zonelor Valea Borcutului, Șuior, perimetrul dintre Capnic și Roata etc.);

b) existența unor mineralizații la contactul dintre corpurile de roci efuzive și sedimentarul în care s-au intrus (criteriu verificat la Baia Sprie, Șuior etc.);

c) existența unor mineralizații tip stok, asociate cu roci vulcanice din prima fază de erupție (criteriu verificat parțial în zona dintre Valea Roșie și Băița);

d) existența unor filoane cantonate în formații cunoscute ca purtătoare de mineralizații, dar care nu aflorează (cazul Nistru — 9 Mai, Robu, Băiuț etc.);

e) existența unor filoane ascunse sub produsele ultimei faze de erupție (criteriu care urmează a fi verificat între Baia Sprie și Suior, în perimetrele adiacente zăcămîntului Herja etc.).

Este evident că aceste cinci criterii nu sînt limitative, în sensul că mai pot fi stabilite și altele suplimentare, pornind de la cercetările profesorilor V. Manilici, Dan Giușcă și ale altor specialiști efectuate în bazin, precum și pe baza lucrărilor acad. prof. Al. Codarcea, acad. prof. M. Savul, acad. prof. N. Petrulian, prof. dr. V. Ianovici ș.a.

În afară de aceste criterii de cercetare, dar derivînd din ele, este necesar să se mai elaboreze și diferite alte *ipoteze de lucru în cercetarea geologică* a bazinului Maramureș.

Unele din aceste ipoteze au mai fost prezentate, ca de exemplu ipoteza existenței unei zone mineralizate la nord de catena vulcanică Oaș-Gutin-Tibleș, în simetrie cu zona productivă de la sudul acestei catene. Încă din anii 1959—1960, colectivul G. F. Popescu, A. Varna, V. Beregic, I. Stoenescu și colaboratorii, susținuți de candidatul în științe ing. P. Vlad, conf. ing. D. Lubenescu, geol. A. Naidin, parțial de prof. ing. M. Socolescu, ing. V. Vierescu ș.a., și-a format, pe baza analogiei cu zona de metalogenie din sud, reprezentarea unei structuri conform căreia pe versantul nordic al lanțului vulcanic ar putea fi localizate zăcăminte de însemnătate economică, neaflorate însă din cauza mascării lor de către formații mai noi.

O altă ipoteză de cercetare o constituie presupunerea mascării de către erupțiile mai tinere pliocenice, sau de pulsații mai noi din însăși cadrul fazei de erupție a andezitelor de tipul Purcăreț, a unor zăcăminte în perimetrul Baia Sprie — Șuior. Dintre premisele favorabile ale acestei zone, consemnăm posibilitatea existenței unor mineralizații între două puternice zăcăminte în exploatare semnalate și de I. Ciucurel, A. Botnarencu, E. Schill și alți cercetători, avîndu-se în vedere structura geologică existentă, în concordanță cu o anumită frecvență de respectare a unor factori intermediari între sistemele filoniene principale. Totodată este de semnalat prezența în regiunea discutată a unor structuri geologice favorabile (complexul andezitelor de Purcăreț), similare unor structuri deja cunoscute. În fine, prin prospecțiunile geologice și geochimice, efectuate în regiunea respectivă, s-au determinat o serie de anomalii evidente (mai cu seamă pe Valea Bărbăcuț), ca și o serie de zone cu efecte ale metamorfismului hidrotermal. De aceea noi am considerat că galeria magistrală Baia Sprie — Suior — Capnic, pe lîngă funcțiile sale miniere de bază (transport și evacuarea apelor), va avea și un caracter de lucrare orizontală de referință, oferind posibilități apreciabile pentru clarificarea structurii regiunii.

În fine, putem prezenta ca încă o ipoteză de lucru, recent elaborată, verificarea existenței unei presupuse fante mineralizate, care ar fi situată în Capnic la poalele sudice ale Gutinului, dispusă perpendicular pe direcția sistemului principal al zăcămîntului și la nord de acesta, adică în continuarea fracturii majore Baia Sprie — Șuior și care ar putea avea dimensiuni în lungime și lățime similare filoanelor Principal de la Baia Sprie și Cremenea de la Șuior. Argumentarea acestei ipoteze iese din cadrul prezentului referat, însă ţinem să arătăm doar că zona Baia Sprie — Capnic reprezintă centrul de greutate al activităţii metalogenetice a întregului bazin extins de la Ilba la Băiuţ — Tibleş, şi că tectonizarea care a efectuat partea centrală a acestui teritoriu nu numai că ar admite, dar chiar ar implica continuarea acestei crăpături pînă în dreptul zăcămîntului Capnic. Orientări de filoane est-vest mai sînt de fapt cunoscute la Capnic, ca de pildă filonul Ramura, filonul Gavra, filonul Beatrix. Neprospectarea pînă acum prin metode de suprafaţă a continuităţii pînă în Capnic a fracturii mineralizate Baia Sprie — Şuior ar putea fi explicată prin acoperirea aflorimentelor acesteia cu curgerile mai noi ale erupţiilor tinere ale Gutinului sau prin dificultăţile reliefului care nu au permis examinări de detaliu.

În legătură cu programele de lucrări de cercetare bazate pe astfel de ipoteze, precum şi pe altele care au fost elaborate, se mai pune problema stabilirii *orizontului optim de cercetare*, deoarece nu la orice nivel cercetarea este concludentă. Reluînd părerile prof. M. Socolescu şi aducînd unele amendamente, considerăm de pildă că nivelul optim de cercetare la Baia Sprie îl constituie orizontul XII, care la Capnic este situat aproximativ la orizontul — 100 sau mai jos, ceea ce ne face să admitem prin interpolare că pentru zăcămîntul Şuior, ca şi pentru zona Baia Sprie — Şuior — Capnic, acest nivel trebuie să fie situat undeva imediat sub orizontul galeriei de bază (galeria magistrală) în curs de săpare, care va străbate întreagă această zonă. Astfel de aprecieri ale cotei orizontului optim de cercetare s-au mai făcut de către specialiştii care au lucrat, ori lucrează în regiunea noastră şi pentru alte zăcăminte sau perimetre adiacente, dar au mai rămas încă zone, atît în bazinul Baia Mare cît şi în bazinul Vişeu — Baia Borşa, pentru care rezolvarea problemei urmează a se înscrie în programul viitor.

★

Enunţarea problemelor de *tectonică*, clarificarea structurilor, elucidarea legăturilor tectonicii cu magmatismul, aprofundarea aspectelor de microtectonică, toate acestea capătă actualitate pentru regiunea minieră Maramureş, unde factorii de cunoaştere par a fi mai nefavorabili faţă de alte provincii metalogenetice. Sondajele structurale de care am amintit, precum şi cercetările combinate şi corelate geofizice şi geochimice asupra cărora insistăm, vor permite culegerea de materiale documentare şi numeroase elemente care trebuie reflectate pe hărţi adecvate. Astfel de date nu pot fi bine notate pe harta geologică obişnuită, care indică de regulă numai vîrsta formaţiunilor care alcătuiesc suprafaţa terestră cum şi caracterul lor litologic. De aceea, considerăm necesar să subliniem actualitatea problemei elaborării reprezentărilor cartografice corespunzătoare, anume a hărţilor tectonice. Harta tectonică este o reprezentare complexă structurală — istorică a unei regiuni, în care sînt separate etajele structurale şi raporturile spaţiale între acestea, forma tectonică a diverselor suprafeţe de discordanţă care separă etajele structurale, rezultatele sondajelor adînci de referinţă, elemente tectonice (axe, cute, falii ascunse, fracturi de adîncime etc.).

Punerea la punct a unei hărţi tectonice pentru regiunea metaliferă Maramureş a devenit necesară, pentru că aşa după cum caracterizează academicienii D. I. Scerbakov şi A. L. Ianşin, hărţile tectonice constituie cea mai bună bază pentru întocmirea *hărţilor metalogenetice speciale* şi a hărţilor de prognoză pentru explorarea de noi zăcăminte. Necesitatea întocmirii unor hărţi metalogenetice pentru regiunea Maramureş a fost menţionată şi de conf. ing. D. Lubenescu în mai multe ocazii, întrucît astfel de hărţi ar reprezenta un eficient instrument practic pentru justa orientare a lucrărilor şi stabilirea posibilităţilor economice pe care le poate oferi subsolul regiunii noastre.

★

În cele ce s-au arătat pînă acum, am căutat să schiţăm unele din actualele probleme cu caracter ştiinţific şi economic a regiunii miniere Maramureş, care stau în faţa lucrătorilor din domeniul geologiei. Pe baza acestora se poate contura orientarea viitoare în cercetarea geologică, ştiinţifică şi practică a regiunii, fiind evidentă necesitatea colaborării din ce în ce mai sistematică dintre trustul minier şi trustul de prospecţiuni, pe de o parte, iar pe de altă parte, a colaborării dintre acestea şi alte organizaţii ştiinţifice şi tehnice de specialitate geologică. Considerăm de o importanţă de prim ordin aportul pe care îl putem primi şi în viitor în desfăşurarea activităţii noastre practice pe linia descifrării problemelor de bază şi a implicaţiilor care decurg pe linia fundamentării ipotezelor de lucru, pe linia stabilirii aplicaţiilor economice, din partea filialelor Academiei R.P.R. şi a Universităţilor din Iaşi şi Cluj, din partea Institutului de petrol, gaze şi geologie din Bucureşti, din partea institutelor politehnice din Bucureşti şi Timişoara, din partea Comitetului geologic ş.a.

Orientarea justă a activităţii geologice în bazinul nostru va contribui la creşterea ritmului de punere în evidenţă a rezervelor, la sporirea eficacităţii economice a lucrărilor, la îmbunătăţirea cunoaşterii potenţialului minier şi prin aceasta, la mărirea contribuţiei geologilor şi minerilor la îndeplinirea sarcinilor trasate prin documentele de partid.

BIBLIOGRAFIE

[1] Almăşan B.: *Dezvoltarea economiei naţionale şi cercetările geologice*. Lupta de clasă, XL, nr. 3, 1960, p. 17—29.

[2] Fotiade, E. E. : *Cercetări geofizice în Siberia și în Extremul Orient.* Vestnik Akademii nauk S.S.S.R.. nr. 1, 1963.

[3] Belousov, V. V. : *Despre căile de dezvoltare a științei geologice. Sovetskaia gheologhiia,* nr. 1, 1963.

[4] Pavlionov, V. N. : *Probleme actuale ale pregătirii inginerilor geologi.* Sovetskaia gheologhiia nr. 1, 1963.

[5] Scerbakov, D. I. și Iansin, A. L. : *Probleme esențiale ale geologiei.* Priroda nr. 1, 1963.

[6] Ianovici, V., Gurău, A., Murgu, M., Hînculov, A. și Sieleki, B. : *Principiile și metodele de evaluare a rezervelor de prognoză.* Revista Minelor, vol. XIV, nr. 5, 1963, p. 185—189.

[7] Savul, M. și Pomîrleanu, V. : *Rezultatele cercetărilor geotermometrice prin metoda omogenizării efectuate asupra zăcămintelor din regiunea Maramureș.* Comunicare la Sesiunea de referate și comunicări științifice geologice, 10—12 iunie 1963, Baia Mare.

[8] Savul, M. și Pomîrleanu, V. : *Noi cercetări prin metoda statistică în geotermometrie.* Comunicare la Sesiunea de referate și comunicări științifice geologice, 10—12 iunie 1963, Baia Mare.

[9] Manilici, V. : *Studiul mineralizației de la Baia Sprie.* Comunicare la Sesiunea de referate și comunicări științifice geologice 10—12 iunie 1963, Baia Mare.

[10] Stoicovici, E., Ciontea, N., Mădăraș, A. și Weingartner, R. : *Materiile prime nemetalice de pe teritoriul regiunii Maramureș.* Comunicare la Sesiunea de referate și comunicări științifice geologice 10—12 iunie 1963, Baia Mare.

[11] Socolescu, M., Bonea, L., Botnarenco, Al. și Stoicescu, G. : *Contribuții la cunoașterea mineralizației de telururi auro-argentifere din zăcămîntul Băița — Nistru (Baia Mare).* Comunicare la Sesiunea de referate și comunicări științifice geologice 10—12 iunie 1963, Baia Mare.

[12] Socolescu, M., Popescu, Th., Butucescu, N., Drăgilă, M. și Samoilă, I. : *Contribuții la cunoașterea și valorificarea unor mineralizații stanifere din minereul complex de la Baia-Borșa — Burloaia.* Comunicare la Sesiunea de referate și comunicări științifice geologice 10—12 iunie 1963, Baia Mare.

[13] Socolescu, M. : *Observații asupra metalogenezei și zonalității în provinciile metalogenetice ale Carpaților Orientali și Baia Mare.* Revista Minelor vol. XI., nr. 1, 1960, p. 35—37.

[14] *** *Lucrări prezentate la Sesiunea de referate și comunicări științifice geologice 10—12 iunie 1963 de la Baia Mare de către lucrătorii din domeniul geologic ai T.M.B.M., T.P.E.M., D.G.M. și O.G. — M.M.E.E.*

[15] Stamatiu, M. : *Mecanizarea rocilor.* Ed. didactică și pedagogică, București, 1962.

[16] Szoke, A. și Steclaci, L. : *Regiunea Toroiaga — Baia Borșa.* Editura Acad. R.P.R., București, 1962.

[17] Lupei, N. : *Noi ipoteze de lucru în cercetarea geologică pentru minereuri în patrulaterul aurifer.* Revista Minelor, nr. 4, 1960, p. 162—165.

[18] Varna, A. și Nadin, A. : *Realizarea sarcinilor de rezerve de minereu în regiunea Maramureș în primii trei ani ai șesenalului* (1960—1962) ; *rezultatele mai importante și orientarea lucrărilor de cercetare.* Comunicare la Sesiunea de referate și comunicări științifice geologice 10—12 iunie 1963, Baia Mare.

[19] Popescu, F., Gabriel, Beregic, V., Varna, A. și Stoenescu, I. : *Noi puncte de vedere cu privire la programul de cercetări geologice în bazinul minier Baia Mare.* Revista Minelor, **XIII**, nr. 5, 1962, p. 185—191.

Aplicarea înnămolirii la una din minele din Valea Jiului

Ing. V. Iușan și ing. Gh. Giuclea

Lupta împotriva focurilor subterane este o activitate de prim ordin în minele care exploatează substanțe cu tendință de autoaprindere. Este vorba în primul rînd de minele de cărbune brun și de huilă, unde autoaprinderea este un fenomen posibil.

Pînă nu de mult, lupta împotriva focurilor de mină din țara noastră se ducea numai pe două căi :

— metoda activă, care constă în atacarea directă a focului și stingerea sau evacuarea materialului aprins ;

— metoda pasivă, care constă în izolarea zonei cu foc cu ajutorul unor diguri construite pe toate căile de acces al aerului spre focar.

Metoda activă se poate aplica numai atunci cînd focarul este de proporții reduse și ușor accesibil. Însă o mare parte din focurile din Valea Jiului au apărut și s-au extins în spațiile exploatate încît focarul a fost inaccesibil. Din această cauză, izolarea focurilor a constituit mult timp o metodă frecventă, cu toate dezavantajele pe care le prezintă și anume :

a. Izolarea etanșă, care este condiția esențială a succesului operației, nu se poate realiza totdeauna, atît din cauza imperfecțiunii digurilor, cît mai ales din cauza legăturilor existente, prin spaţiul exploatat, între abatajul cu foc şi abatajele vecine sau orizonturile superioare.

b. Exploatarea zonei izolate rămîne în urmă, producînd denivelări, ceea ce poate genera noi focuri.

c. Se produc perturbaţii dăunătoare şi de durată în procesul de producţie şi transport (fronturi de lucru şi trasee de transport scoase din funcţiune).

d. Se produc complicaţii în dirijarea aerajului general.

Pentru a elimina aceste dezavantaje s-a hotărît experimentarea unei metode noi, din categoria „metodelor combinate", şi anume înnămolirea, ca urmare a propunerii ICEMIN — Staţia de cercetări pentru securitatea minieră din Petroşeni.

Această metodă de prevenire şi combatere a focurilor de mină este cunoscută şi aplicată larg în minele ţărilor cu industrie extractivă avansată. La noi în ţară, metoda nu s-a extins, mai ales din cauză că minele care au cel mai mult de luptat cu focurile au lucrările de exploatare la adîncimi mari, cuprinse între 350 şi 1 000 m, ceea ce pune probleme destul de complicate la aplicarea procedeului de înnămolire.

În principiu, înnămolirea ca metodă combinată constă în următoarele operaţii:

— zona de foc se îndiguieşte ca şi în cazul izolării (metoda pasivă);

— se forează găuri de sondă pînă în zona focarului sau cît mai aproape de aceasta;

— prin sonde se introduce sub presiune o pulpă de argilă, cenuşă volantă, mortar de var sau şlam de spălătorie.

Pulpa cedează apa care se scurge prin digurile de izolare inferioare, iar materialul fin colmatează golurile şi fisurile şi întrerupe accesul aerului la focar înăbuşindu-l.

După modul în care se realizează înnămolirea se deosebesc două procedee:

a) înnămolirea prin sonde forate de la suprafaţă direct în zona focarului;

b) înnămolirea prin sonde forate din subteran, prin care se introduce pulpa, fie prin pompare, fie prin conducte montate de la suprafaţă pînă la gura sondajului.

Primul procedeu se aplică numai pentru zone de exploatare care se află pînă la 200—250 m adîncime (atît forarea găurilor prin rocile dislocate în urma exploatării cît şi pierderea masivă de pulpă în rocile acoperitoare fac ca acest sistem să fie neeconomic şi impropriu pentru adîncimi mari).

În ce priveşte modul de obţinere şi preparare a pulpei se deosebesc două metode:

a) abatarea materialului cu hidromonitorul plasat în cariera de argilă, nisip sau material de haldă, în care caz pulpa se formează prin însăşi procedeul de abatare;

b) abatarea materialului mecanic sau manual şi prepararea pulpei în malaxoare speciale.

În cazul în care sondele se forează de la suprafaţă şi cariera de material se poate amenaja în imediata apropiere a gurii sondelor, pulpa rezultată de la tăierea hidraulică se conduce direct la sonde. În acest caz, presiunea de injecţie a pulpei în zona de foc este determinată de înălţimea coloanei de pulpă şi densitatea ei.

În cazul cînd sondele se forează din subteran, prepararea pulpei se poate face la faţa locului, din argilă adusă în vagonete sau se prepară la suprafaţă şi se transportă pe o conductă pînă la gura sondelor.

Dacă prepararea pulpei se face în subteran, introducerea ei prin sonde se face cu ajutorul unor pompe de noroi de înaltă presiune (40—50 at).

În timpul înnămolirii şi după efectuarea ei, starea focului se urmăreşte prin analiza gazelor din spatele digurilor şi din sondele forate, precum şi prin măsurarea temperaturii gazelor şi a apei care se scurge prin diguri. Uneori se forează sonde suplimentare numai pentru a verifica şi urmări starea zonei înnămolite.

I. Condiţiile de apariţie a focului

1. Elemente geologice şi chimico-petrografice. Stratul în care a apărut focul are o grosime pe normală de 3,5—8,5 m, respectiv o grosime orizontală de 7—35 m ca urmare a înclinării reduse a stratului (10 şi 25°).

În zona focului, în coperişul stratului se găseşte o argilă fosiliferă de 0,8—1 m grosime, urmată de marnă şi roci marno-argiloase.

În culcuşul stratului se află o gresie marnoasă de 2,7—3 m grosime, urmată de marne grezoase destul de dure.

Stratul de cărbune, conţine o huilă cu o pronunţată tendinţă de autoaprindere (conţinut mare de materii volatile, circa 50%, şi vitrit — peste 90%).

2. Condiţii miniere. Panoul în care a izbucnit focul este cuprins între cotele 574 şi 548 m.

Pînă la cota 570, stratul a fost exploatat prin abataje-cameră cu felii orizontale. Sub această cotă s-a pregătit şi s-a trecut la exploatarea stratului prin abataje frontale cu felii pe înclinare, susţinîndu-se cu lemn şi cu lichidarea spaţiului exploatat prin prăbuşire totală. Abatajele au fost pregătite prin galerii direcţionale în strat la distanţe de 20—30 m pe înclinare (fig. 1).

3. Istoricul focului. Încă în cursul exploatării feliilor orizontale deasupra cotei 570, în abataje s-au înregistrat temperatură şi umiditate ridicate, ceea ce denotă un proces de oxidare avansată.

În felia I de sub cota 570 (felie pe înclinare) s-a produs o surpare, urmată la interval de 3—4 luni, în timp ce se exploata felia a II-a sub poditura veche a feliilor orizontale de la cota 570, de o a doua surpare. Cu această ocazie s-a constatat că prin abatajele-cameră nu s-a extras complet cărbunele, din cauza unei surpări care a avut loc în aceeaşi zonă.

La cîteva zile după cea de-a doua surpare au apărut gaze şi fum în abataj.

Atunci s-a forţat ridicarea surpării din abataj şi a început redeschiderea preabatajului de cap de la panoul I, pentru a ataca direct focarul.

Din cauza răspîndirii şi intensificării gazelor, abatajul a trebuit să fie izolat cu blinduri şi diguri din butuci şi argilă, continuîndu-se însă cu redeschiderea preabatajului de cap.

După două luni s-a găsit foc viu în tavanul preabatajului (în lucrările vechi) şi, deşi s-a atacat cu apă, nu a putut fi stins.

Atunci lucrările de intervenţie au fost oprite şi întreaga zonă a fost îndiguită cu patru diguri din butuci şi argilă şi un dig din beton, plasate în toate preabatajele direcţionale care permiteau accesul aerului spre focar. Toate digurile au fost construite în cărbune şi în lucrări deja intrate în presiune, încît nu puteau asigura etanşeitatea necesară. Prin spaţiile exploatate deasupra cotei 570, aerul circula cu destulă uşurinţă, acestea nefiind izolate.

În consecinţă, izolarea nu putea duce la stingerea focului, lucru care a fost demonstrat şi de compoziţia probelor de gaze prelevate din spatele lucrărilor de izolare (oxigenul varia periodic între 5 şi 20%, indicînd scurgerea aerului proaspăt la focar, sub influenţa diverselor modificări din aerajul sectorului — uşi deschise etc.). Trebuie remarcat şi faptul că zona de foc se află în imediata apropiere a celei mai puternice staţii de ventilatoare a minei, fapt care îngreuia şi mai mult izolarea.

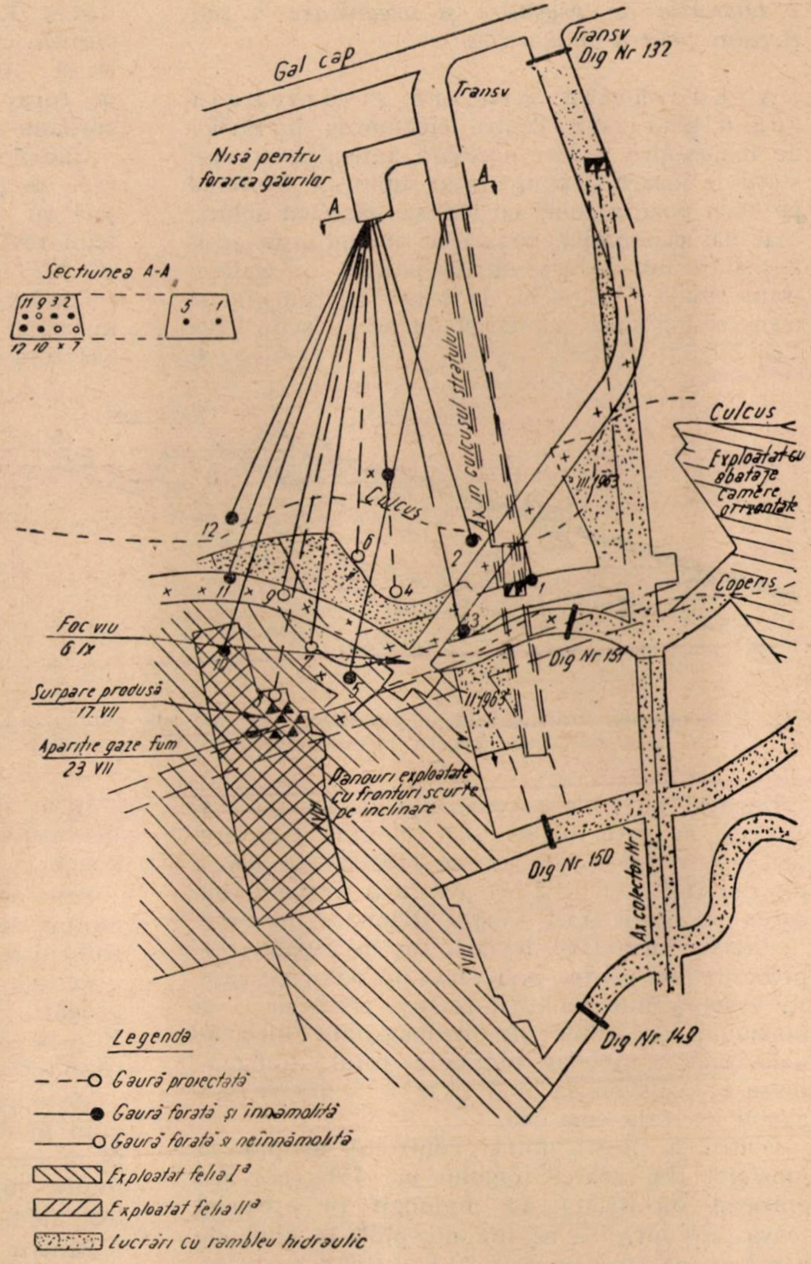

Gal cap
Transv
Dig Nr 132
Transv
Nisă pentru forarea găurilor
A
A
Secţiunea A-A
11 9 3 2
17 10 × 7
5 1
Ax în culcuşul stratului
Culcus
Exploatat cu abataje camere orizontale
III.1963
Culcus
12
6
2
11
9
4
1
3
Coperiş
Foc viu 6 IX
10
7
5
Dig Nr 151
Surpare produsă 17 VII
8
II.1963
Apariţie gaze fum 23 VII
Panouri exploatate cu fronturi scurte pe înclinare
Dig Nr 150
Ax colector Nr 1
I.VIII
Dig Nr. 149
Legenda
– – –○ Gaură proiectată
——● Gaură forată şi înnămolită
——○ Gaură forată şi neînnămolită
▧ Exploatat felia Iª
▨ Exploatat felia IIª
░ Lucrări cu rambleu hidraulic

Fig. 1. Plan de situaţie a lucrărilor efectuate pentru înnămolirea focului.

II. Proiectarea înnămolirii

1. Alegerea metodei. Avînd în vedere că zona de foc se afla la o adîncime relativ mare s-a preconizat procedeul de înnămolire cu forarea sondelor din subteran şi prepararea pulpei de argilă la faţa locului.

Corespunzător datelor din literatură, argila a trebuit să prezinte următoarele proprietăţi fizico-coloidale:

— cifra de plasticitate, 9—11;

— greutatea specifică, 2,5—2,6 t/m^3;

— greutatea specifică aparentă, 1,72—1,94 t/m^3;

— granulaţia, sub 3 mm;

— conţinutul de nisip, 25—30%;

— conţinutul de argilă, 70—75;

— unghiul de taluz natural, 35—40°;

— viteza de înmuiere, 15—30 min.

Consultînd literatura de specialitate şi ţinînd seama de natura rocilor din coperişul stratului, s-a apreciat coeficientul de colmatare a spaţiului exploatat la 8%.

Aplicînd coeficientul de colmatare de 8% (din spaţiul extras în zona focului), volumul de argilă reieşit ca necesar a fost de 1 000 m^3 masiv.

2. Lucrările de pregătire şi organizare a şantierului pentru înnămolire

A. **Lucrările miniere şi amenajarea digurilor.** Pentru efectuarea lucrărilor de înnămolire a fost necesară amenajarea unei staţii de forare şi pompare în subteran. Studiind pe hărţi poziţia zonei cu foc, s-a găsit că soluţia cea mai economică constă în amenajarea acestei staţii într-o nişă săpată paralel cu galeria transversală 7 b — bis la cota 574, folosind şi transversala care s-a lărgit în acest scop (fig. 1 şi 2).

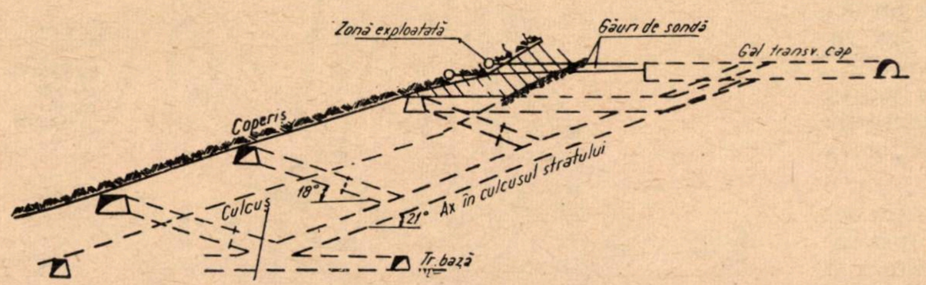


Fig. 2. Secţiunea transversală a lucrărilor de mai sus, cuprinzînd şi lucrările prevăzute pentru redeschiderea zonei înnămolite.

Digurile de izolare construite iniţial au fost dublate şi prin diguri s-au montat cîte trei ţevi de scurgere cu „gît de lebădă" la nivele diferite (0,5 ; 1,0 ; 1,2 m) pentru a preveni ridicarea presiunii apei asupra digurilor în eventualitatea înfundării ţevilor. De asemenea s-au prevăzut ţevi pentru prelevarea probelor de gaze. În vederea îmbunătăţirii izolării, axul nr. 1 şi porţiunile accesibile ale preabatajelor direcţionale s-au rambleiat hidraulic total, îndiguindu-se şi transversala nr. 7 b, la cota 574 şi baza axului nr. 1 la cota 548.

Pentru a păstra totuşi controlul asupra atmosferei din spatele digului nr. 151 (cel mai apropiat de focar), s-a prelungit în prealabil ţeava de control a acestui dig pînă la noul dig construit în transversala 7 b (digul nr. 132).

B. **Alegerea utilajului şi a instalaţiilor.** Pentru forarea găurilor s-a ales o foreză KAM-500, de construcţie sovietică, prevăzută cu un motor antigrizutos şi avînd în trusă : 100 m prăjini de foraj, 10 bucăţi coroane de foraj cu diametrul de 96 mm şi 4 bucăţi coroane cu diametrul de 165 mm.

Tabela 1

Diametrul cilindrilor	Curse duble/minut				
mm	40	50	60	70	80
	o pompă l/min la η70 %				
70	54	67	81	94	108
80	73	94	108	126	144
90	93	117	140	164	187

Găurile de sondă s-au prevăzut a fi tubate (600 m ţevi cu diametrul de 76 mm, şi 100 m ţevi cu diametrul de 108 mm). Grosimea peretelui ţevilor a fost de 8 mm pentru a se putea efectua filetarea necesară îmbinărilor.

Pentru prepararea pulpei, s-a transformat în malaxor un vagonet cu un ecartament de 630 mm şi o capacitate de 1 000 l (fig. 3). În pereţii frontali ai vagonetului sau prevăzut două lagăre de alunecare etanşe, în care să se poată roti axul paletelor de amestecare. La unul din capetele vagonetului s-a adăugat un al doilea compartiment de amestecare, care are rolul de a finisa omogenizarea amestecului. Între cele două compartimente s-a prevăzut un ciur cu ochiuri de 10 mm.

Încărcarea malaxorului s-a făcut printr-o pîlnie prevăzută în capacul care s-a adaptat la vagonet.

Pentru acţionarea paletelor s-a prevăzut un motor de 12 kW, cu un reductor, astfel încît rotorul malaxorului să se rotească cu 50 rot/min.

Pentru pomparea pulpei sub presiune s-au pregătit două pompe de noroi tip Strungul-Braşov (una în funcţiune, alta în rezervă), avînd caracteristicile cuprinse în tabela 1.

Motoarele pompelor cu putere de 17,5 kW erau în construcţie antigrizutoasă. Fiecare pompă a fost prevăzută cu cîte un manometru cu limita superioară de măsurare 80 ats ; presiunea maximă a pompelor — 40 ats.

Pentru controlul cantităţii de apă debitată de conductă, s-a prevăzut un debitmetru (apometru) cu limite de măsurare de 0—20 m³/h.

Staţia de înnămolire s-a iluminat fix şi a fost prevăzută cu un telefon legat la centrala subterană a minei.

C. **Pregătirea carierei de argilă.** În baza analizelor de laborator s-a identificat un strat de argilă care corespundea în bună parte condiţiilor cerute. Stratul era convenabil fiind plasat în imediata apropiere a celui mai apropiat puţ de zona de foc, aşa că s-a trecut la amenajarea carierei de argilă în acest loc.

În acest scop s-a descoperit o parte din acest strat şi s-a montat o linie ferată care făcea legătura cu un puţ la zi, situat în apropierea zonei de foc, prin care urma să se coboare argila în subteran. Transportului de argilă i

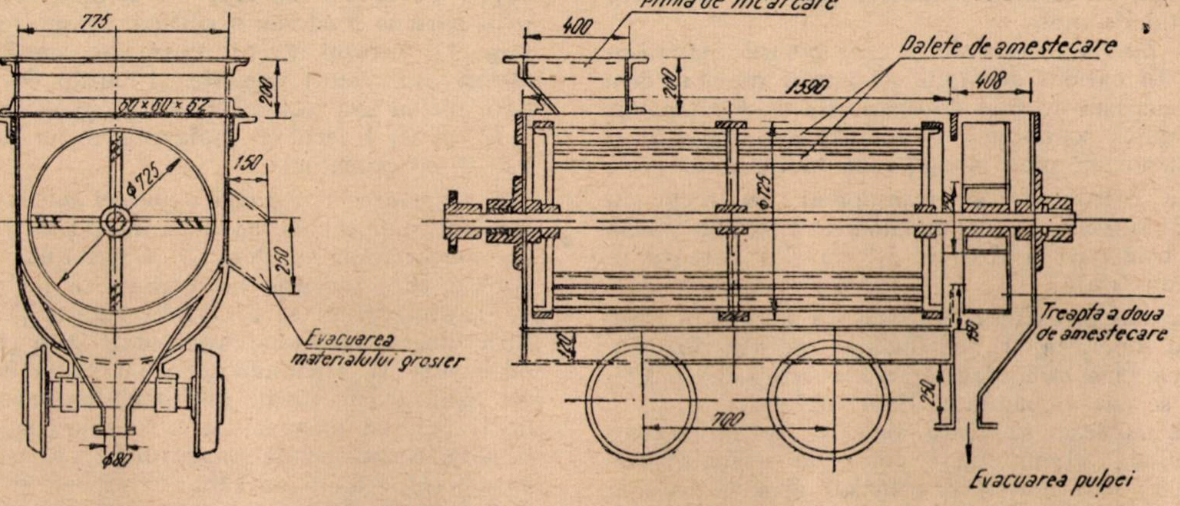


Fig. 3. Malaxor de producere a pulpei argiloase.

s-au destinat un număr suficient de vagonete. Abatarea argilei s-a prevăzut a se face manual, avîndu-se în vedere volumul zilnic necesar, relativ redus.

III. Desfăşurarea lucrărilor de înnămolire

1. *Foraj — tubaj — cimentare.* În vederea introducerii pulpei argiloase în zona focului, s-a preconizat forarea unui număr de 12 găuri de sondă „în evantai", aşezate pe două rînduri din care cel superior uşor înclinat în sus cu circa 6° (fig. 1 şi 2). Orientarea, înclinarea şi lungimea găurilor au fost astfel alese încît să fie înconjurată întreaga zonă de foc. Distanţa dintre capetele sondelor s-a fixat la 8—10 m, contîndu-se pe o rază de infiltrare de 4—5 m, corespunzătoare unei sonde.

În mod intenţionat s-a ales limita inferioară a razei posibile de acţiune, pentru că în Valea Jiului au lipsit total date în acest sens.

După terminarea săpării galeriei transversale 7 b — bis, s-a trecut la experimentarea forării a două găuri de sonde (nr. 1 şi 5) din frontul acestei lucrări (fig. 1). S-a considerat necesară experimentarea, pentru a se vedea dacă este posibil şi în ce condiţii se pot fora găuri de sondă orizontale prin spaţiul exploatat. Cele două găuri de sondă s-au forat tubîndu-se şi cimentîndu-se conform proiectului.

De asemenea a trebuit să se pună la punct o tehnologie specială pentru cimentare, care s-a efectuat cu aceleaşi pompe care urmau să fie întrebuinţate pentru înnămolire.

Numai după verificarea aceasta s-a săpat camera din care s-au forat celelalte găuri de sondă. Fiecare gaură de sondă a fost forată pe primii 8—12 m din rocile din culcuş (gresie marnoasă) cu diametrul de 165 mm şi tubată cu ţevi avînd diametrul de 108 mm. Cimentarea s-a făcut cu ciment marca P.500.

În continuare, găurile de sondă s-au forat cu diametrul de 96 mm şi s-au tubat cu ţevi cu diametrul de 76 mm.

La capătul de la talpa găurii de sondă ultimul tub a fost perforat lateral pe o lungime de 1,5—2 m, pentru a permite pulpei infiltrarea în mai multe direcţii. De asemenea în aceeaşi porţiune s-au sudat pe tub trei „patine" distanţate pe periferie la 120°, destinate să uşureze alunecarea tuburilor în gaură. La capătul exterior, tuburile cu diametrul de 76 mm şi cele cu diametrul de 108 mm, fiind concentrice, au fost cuplate mecanic şi etanş cu o flanşă, pentru a împiedica aruncarea coloanei de tuburi din gaura de sondă sub efectul presiunii noroiului.

Orientarea pe direcţie şi înclinarea găurilor de sondaj au fost dirijate şi supraveghiate de Serviciul topografic al exploatării. S-au forat 10 sonde, şi anume cele cu numărul 1, 2, 3, X, 5, 7, 9, 10, 11 şi 12 (fig. 1). La ultimele găuri de sondă (nr. 6 şi 8) s-a renunţat după începerea înnămolirii, cînd s-a constatat că raza de acţiune a unei sonde depăşeşte simţitor mărimea scontată în proiect.

În timpul forării s-a putut observa că pe găurile de sondă centrale (nr. 5, 7, 9) au ieşit din zona izolată fum şi gaze fierbinţi, iar apa de spălare a găurii de sondă se încălzea dacă debitul era redus. Astfel s-a verificat o dată în plus faptul că focul s-a menţinut viu.

La forarea găurilor a lucrat o brigadă compusă din nouă oameni în trei schimburi.

Ritmul general al forării a fost scăzut, din cauza inconsistenţei pereţilor găurilor de sondă în zona spaţiului exploatat, unde tubarea uneori nu s-a putut face decît după una sau două corectări de gaură.

De asemenea, timpul necesar cimentării şi prizei cimentului (după care se putea trece la adîncirea găurilor cu diametrul de 96 mm) a făcut ca forarea și tubarea găurilor să dureze destul de mult.

2. *Lucrul în carieră și transportul materialului.* În cariera de argilă s-a lucrat manual. Pentru aceasta au fost destinați cîte 4—6 muncitori în două schimburi, care furnizau argila și o transportau pînă la stația de înnămolire.

La orizontul 565, transportul s-a făcut cu locomotivele cu acumulatoare. Distanța totală de transport a fost de 512 m din care 60 m la suprafață.

Lucrul în carieră se desfășura numai în zilele cînd operația de înnămolire mergea în plin. Iarna, cînd temperatura scădea sub —8 ÷ —10°C, nu se lucra, pămîntul fiind înghețat.

În carieră se făcea deja o primă sortare manuală, eliminîndu-se corpurile organice (rădăcini, lemne etc.) și pietrișul grosier, care ar fi putut perturba funcționarea malaxorului sau a pompei.

3. *Prepararea pulpei.* Încărcarea în pîlnia malaxorului s-a făcut manual, cu lopata.

Păstrarea concentrației pulpei se făcea reglînd debitul apei (controlat cu debitmetrul), funcție de ritmul de încărcare.

Pentru ca materialul să se amestece corespunzător, malaxorul a fost așezat astfel încît fundul lui să aibă o înclinare (în sensul de circulație a pulpei) de circa 15° în sus. Astfel din primul compartiment deversează în al doilea (prin ciur) numai preaplinul deja transformat în pulpă. Pulpa preparată se varsă într-un batal de 1 m³, în care a fost scufundat sorbul pompei. Deasupra s-a montat un ciur cu ochiuri de 3 mm, prin care se producea o ultimă filtrare a pulpei (fig. 4). Refuzul acestui ciur era constituit de obicei din resturi vegetale și bucăți de argilă, care nu au fost încă sfărîmate. Argila se recicla.

În general, debitul malaxorului nu depășea 2,5—3 m³ pulpă/oră.

4. *Injectarea prin găuri a pulpei sub presiune.* Debitul pompelor de noroi a trebuit să fie adus în concordanță cu debitul malaxorului, motiv pentru care pompele au trebuit să fie reglate la debitul minim de 54 l/min (tabela 1). Legătura dintre refularea pompelor și gura găurilor de sondă s-a intenționat, inițial să se facă cu un tub flexibil armat, de înaltă presiune, care ar fi facilitat trecerea de la o gaură de sondă la alta. Nereușindu-se procurarea unei astfel de conducte, legătura s-a făcut cu tuburi și coturi metalice, prevăzute cu garnituri de plumb.

Pentru a putea asigura eficacitatea operației de înnămolire, s-a hotărît ca pomparea pulpei să se facă alternativ, începînd cu sondele extreme, realizîndu-se astfel o mișcare de „învăluire" a focului din flancuri. Astfel s-a împiedicat extinderea focului pe direcție în timpul înnămolirii.

Urmărindu-se scopul expus, s-au injectat pe rînd găurile 1—12; 11—2 și așa mai departe. Presiunea de regim a pompelor a fost de 1—6 at.

Pomparea la fiecare gaură s-a făcut pînă cînd presiunea a depășit 25 ats. Atunci cînd presiunea creștea brusc, faptul semnala o înfundare a son-

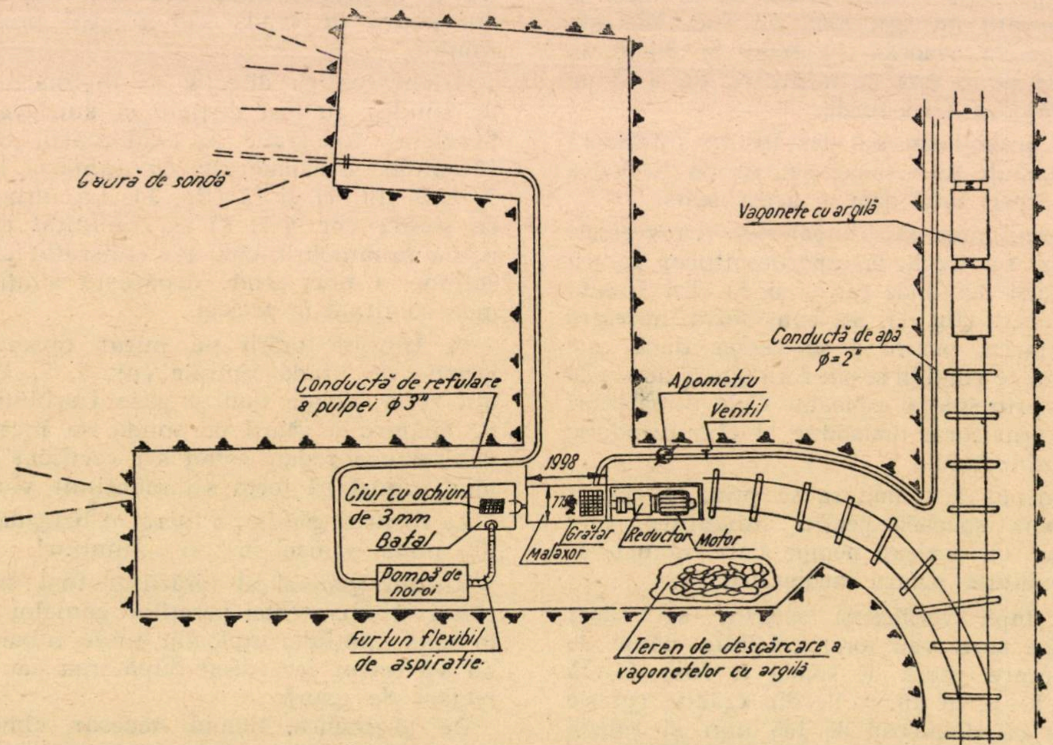


Fig. 4. Schemă de amplasare a utilajelor pentru producerea și injectarea pulpei argiloase.

dei şi pentru remediere se pompa 10 min apă curată, după care se continua cu injectarea pulpei.

Din tabela 2 rezultă presiunea la care s-a oprit pomparea la fiecare gaură de sondă. Numai două sonde s-au oprit la presiuni scăzute, şi anume sondele nr. 1 şi nr. 5. Sonda nr. 1 s-a forat în zona lucrărilor miniere relativ recent săpate, care au rămas nesurpate. În acest caz, deşi s-au pompat 1 484 m^3 pulpă, presiunea nu a crescut peste 4 ats. Fiind vorba de o sondă extremă, s-a oprit pomparea şi s-a trecut la sonda nr. 12.

Tabela 2

Nr. crt.	Sonda	Durata pompării, zile	Presiunea nsă în it fainal, ats	Cantitatea de argilă introdusă		Cantitatea de pulpă pompată, m^3
				vagonete	m^3 (masiv)	
1	1	31	3—4	304	212	1 848
2	12	43	26	221	155	1 083
3	11	58	22	240	168	1 183
4	2	15	26—30	129	90	630
5	10	6	35—40	49	34	238
6	3	121	38—40	679	479	3 325
7	5	116	7	723	510	3 633
8	X	124	10	284	205	1 435
TOTAL				2 658	1 858	13 006

Asemănător, la sonda nr. 5 pomparea s-a oprit după injectarea a 3 633 m^3 pulpă, pentru că presiunea nu a crescut peste 6—7 ats (cu excepţia înfundărilor sondei, cînd se atingeau 26—27 ats).

Explicaţia receptivităţii mari a acestei sonde constă în următoarele: capătul ei a ajuns în dreptul frontului de abataj oprit în felia a II-a în momentul izbucnirii focului. Probabil de-a lungul frontului s-a păstrat un fel de culoar, care a format un dren. Această ipoteză s-a confirmat şi prin faptul că spre sîrşitul pompării, la ţevile de scurgere de la digurile inferioare, a început să curgă pulpă insuficient decantată, motiv pentru care s-a hotărît oprirea injectării prin sonda 5.

La sonda X pomparea s-a întrerupt pentru că s-a considerat suficientă cantitatea de 1 435 m^3 pulpă, cu atît mai mult cu cît capătul sondei era în afara zonei proiectate pentru înnămolire.

Cu privire la raza de acţiune a fiecărei sonde, s-au putut trage concluzii interesante şi anume:

A. În timpul pompării pulpei pe o gaură de sondă s-a observat revenirea pulpei pe sondele învecinate. De exemplu: la injectarea pulpei pe sonda nr. 12, spre sfîrşitul operaţiei pulpa s-a scurs înapoi prin sondele nr. 7, 9 şi 11, ceea ce a dovedit că în anumite direcţii raza de acţiune a atins circa 20 m.

B. La redeschiderea zonei înnămolite, s-a constatat că pulpa injectată pe sonda nr. 1 a ajuns să colmateze vechiul ax colector nr. 1 (fig. 1) faţă de care era la o distanţă de 15 m; de asemenea, prin lucrările de exploatare sub zona înnămolită s-a constatat pe toată suprafaţa (la tavan) existenţa depunerilor de argilă.

C. Ca urmare a unei raze de acţiune mai mare ca cea proiectată, nu s-a mai putut injecta pulpa pe sonda nr. 9, pentru că gaura de sondă a fost plină cu argilă întărită, provenită de la sondele nr. 12 şi 11; deşi s-au făcut mai multe încercări de spălare, presiunea a crescut brusc la 30—40 ats, mergînd pînă la distrugerea garniturilor de etanşare. Din considerente similare, nu s-a mai injectat nimic pe sonda nr. 7.

D. Raza optimă de acţiune pentru o sondă de înnămolire, faţă de rezultatele arătate mai sus, a rezultat a fi cuprinsă între 10 şi 15 m.

În medie s-au injectat 48,1 m^3, pulpă pe zi, luîndu-se în considerare numai zilele în care s-a lucrat efectiv. Concentraţia medie a fost de 1:7 argilă:apă); deci s-au injectat zilnic 6,9 m^3 argilă — masiv, respectiv circa 10 vagonete pe zi.

Ritmul de injectare a fost mult inferior celui proiectat, faptul datorîndu-se lipsei de experienţă, lipsei de mecanizare la încărcarea şi descărcarea argilei şi mai ales debitului scăzut al malaxorului.

În ceea ce priveşte concentraţia realizată, deşi a fost inferioară celei preconizate, o considerăm mulţumitoare, avînd în vedere că şi în U.R.S.S. se consideră acceptabile chiar concentraţii de 1 : 9, 1 : 10 (în unele bazine estice s-a lucrat iarna cu concentraţii de 1 : 15 pînă la 1 : 20).

În tot timpul injectării s-au urmărit şi concentraţiile probelor de gaze din zona izolată, însă rezultatele nu au fost concludente cu privire la starea focului, din cauza variaţiei concentraţiei de oxigen.

În total s-au introdus 1 858 m^3 argilă-masivă, adică cu 858 m^3 mai mult decît s-a proiectat. Astfel, coeficientul real de colmatare a spaţiului exploatat a fost de 15,4%, din cauza existenţei unor lucrări miniere neprăbuşite în zona înnămolită.

IV. Rezultatele obţinute

După terminarea unor noi lucrări de pregătire în steril, s-a procedat la redeschiderea zonei de foc la un interval de 15 luni de la terminarea lucrărilor de injectare. Pentru a se preveni erupţia argilei sau a apei, eventual acumulate în urma înnămolirii, în frontul lucrării de redeschidere, s-au forat cîte două găuri de sondaj, avansate permanent faţă de front cu 4—6 m.

De asemenea, pe căile de acces s-au pregătit diguri şi uşi solide atît pentru a preveni erupţiile de apă, cît şi pentru a se putea reînchide rapid zona, dacă focul ar fi reizbucnit.

La redeschiderea zonei s-a constatat că toate golurile, pînă la cele mai fine fisuri, au fost umplute cu argilă fină sub presiune, astfel încît argila a îmbrăcat toate suprafeţele libere, împiedicînd accesul aerului. Temperatura rocilor a fost scăzută, iar probele de argilă colectate din depuneri au avut un conţinut remanent de 30% apă.

Focul a fost deci complet stins şi lucrul s-a continuat normal.

V. Consideraţii economice

Se ştie că operaţiile de înnămolire sînt destul de costisitoare, însă ele devin rentabile atît prin succesul pe care-l asigură în lupta cu focurile declarate cît şi în cadrul măsurilor preventive.

Tabela 3

Nr. crt.	Specificare	%
1	Pe genuri de lucrări :	
	a) lucrări miniere pregătitoare (nişe)	11,2
	b) foraj-tubaj-cimentare	26,7
	c) extragerea argilei din cariere	7,0
	d) transportul argilei în subteran	3,0
	e) producerea şi injectarea pulpei	52,1
	Total :	100,00
2	Pe elemente de calculaţie :	
	a) materiale	24,3
	b) manoperă	59,6
	c) energie	5,5
	d) amortisment	10,6
	Total :	100,00

În acest sens, M. Buzikov arată că în U.R.S.S. costul cheltuielilor pentru înnămolire este cuprins între 400 şi 1 000 ruble vechi/m^3 argilă introdusă în spaţiul exploatat. Preţul de cost al înnămolirii din subteran este, desigur, cel mai ridicat.

În proiectul de înnămolire pentru focul amintit cheltuielile antecalculate au revenit la 466 lei/m^3 argilă-masiv. Cheltuielile postcalculate au revenit la 234 lei/m^3 argilă-masiv şi au avut structura din tabela 3.

Concluzii

Din experienţa acestei prime operaţii de înnămolire aplicată în ţara noastră se trage concluzia că metoda de combatere expusă este deosebit de eficace şi dă rezultate bune în situaţiile cînd toate celelalte metode s-au dovedit neeficace.

Cu toată lipsa de experienţă în acest domeniu şi cu toate condiţiile dificile impuse de înnămolirea din subteran, în final cheltuielile nu au depăşit pe cele ale operaţiilor similare din străinătate.

Se consideră că şi în aceste condiţii cheltuielile pot fi reduse substanţial, ca urmare a îmbunătăţirii argilei folosite, printr-o sortare prealabilă la carieră şi prin folosirea unui utilaj (malaxor, pompă) cu parametri corespunzători unui debit mai mare.

Fără îndoială că cheltuielile ar fi mai mici dacă pulpa s-ar produce la suprafaţă şi prin intermediul unor conducte ar fi introdusă direct în găurile de sondă, eliminîndu-se staţia de pompare.

În concluzie este recomandabil ca înnămolirea să devină o metodă curentă pentru lichidarea focurilor dificile din ţara noastră, avînd în vedere că această primă încercare a prilejuit deja acumularea unei oarecare experienţe în acest sens.

BIBLIOGRAFIE

[1] Bîkov, N. : *Focuri de mină.* IDT, 1954.

[2] Nurok, G. : *In legătură cu problemele tehnologiei lucrărilor de înnămolire în minele de cărbuni.* Ugol nr. 8, 1954.

[3] Nurok, G. : *Cariere de înnămolire* (l. rusă). Ugletehizdat, Moskva, 1953.

[4] Sudoplatov, P. şi Baranov, A. : *Măsuri pentru mărirea securităţii împotriva focurilor la exploatarea stratelor groase de mare înclinare în bazinul Kuzneţk.* Ugol nr. 9, 1953 .

[5] Buzikov, M. : *Proprietăţile materialelor întrebuinţate pentru înnămolire* (l. rusă). Ugletehizdat, Moskva, 1953.

* * *

Influenţa mecanizării operaţiei de încărcare asupra productivităţii muncii şi a vitezelor de înaintare

Ing. A. Beraru

Săparea rapidă a galeriilor de mină are un rol hotărîtor, atît în lucrările de explorare prin lucrări miniere, cît şi în lucrările de deschidere şi pregătire. Un factor deosebit de important în obţinerea unor rezultate bune în ceea ce priveşte mărirea vitezelor de înaintare îl constituie organizarea încărcării şi evacuării materialului derocat, operaţie care ocupă în procesul tehnologic de săpare în medie 25—30% din timp.

Astfel, în urma analizelor făcute la mina unui combinat din U.R.S.S. au rezultat timpii, pentru diferite operaţii dintr-un ciclu de înaintare, redaţi în tabela 1 [1].

De asemenea, în urma studierii şi analizării a 2 641 cicluri de lucru pentru o lungime totală de 4,5 km galerii în 18 fronturi de lucru la cinci mine diferite din bazinul Doneţ [2] au rezultat consumuri de muncă, pentru diferitele operaţii din cadrul unui ciclu, prezentate în tabela 2.

La noi în ţară, în baza cronometrărilor făcute, s-a constatat de asemenea că operaţia de încărcare şi evacuare a materialului derocat necesita în medie 2—4 ore, ceea ce reprezintă aproximativ 25—40% dintr-un ciclu de înaintare.

Din cele de mai sus reiese necesitatea acordării unei atenţii deosebite operaţiei de evacuare a materialului derocat, în vederea reducerii la minim a duratei acestei operaţii, atît prin extinderea mecanizării încărcării, cît şi prin organizarea optimă a procesului de evacuare. Printr-o bună organizare a procesului de încărcare şi evacuare, se urmăreşte pe de o parte micşorarea efortului fizic al muncitorilor, iar pe de altă parte — reducerea timpului necesar pentru efectuarea acestei operaţii şi în final mărirea vitezelor de înaintare.

Modernizarea în acest domeniu trebuie să urmărească mărirea capacităţii de încărcare şi evacuare a materialului derocat din frontul de lucru prin:

— extinderea şi generalizarea mecanizării încărcării la săparea galeriilor;

— reducerea la minim a duratei operaţiei de încărcare fie prin folosirea maşinilor cu capacităţi mari de încărcare, fie prin folosirea concomitentă a 2—3 maşini în frontul de lucru;

— asigurarea continuităţii încărcării cu ajutorul benzilor transportoare sau a trenurilor-

Tabela 1

Indicator	Galerii direcţionale				Galerii transversale			
	înaintări normale		înaintări rapide		înaintări normale		înaintări rapide	
	nr. muncitori	realizări	nr. muncitori	realizări	nr. muncitori	realizări	nr. muncitori	realizări
								12,5
Secţiune de săpare, m²		5,6		3,8		12,5		1,2
Înaintare medie pe ciclu, m		1,6		1,7		1,4		105
Înaintări medii pe lună, m		80		200		48		2,4
Perforarea, ore	2,3	2,6	3—4	0,5	3—4	8,2	5	2,6
Încărcarea şi evacuarea, ore	4	5,9	3—4	1,6	4	5,6	7—8	1,5
Susţinerea, ore	4	1,5	2—3	1	3—4	3,5	5—9	1
Împuşcare şi aeraj, ore	4	1	6	0,8	4	2,9	8—11	1,1
Alte lucrări, ore		0,6		0,5	2	0,9	3	
Total pe ciclu, ore	4	11,7	6	5,4	4	21,1	11	8,6
Timpul necesar pentru 1 m înaintare, ore		7,3		3,2		15,1		7,2

Tabela 2

Operația	Consum de muncă din volumul total de muncă a unui ciclu, %	
	inclusiv pierderile de timp productive	fără pierderi de timp productive
Perforarea găurilor	25,1	24
Încărcarea și împușcarea găurilor	11,4	16,6
Încărcarea și evacuarea materialului derocat	29	20,5
Susținerea	28,2	35
Alte operații	3,4	3,9
Total	100	100

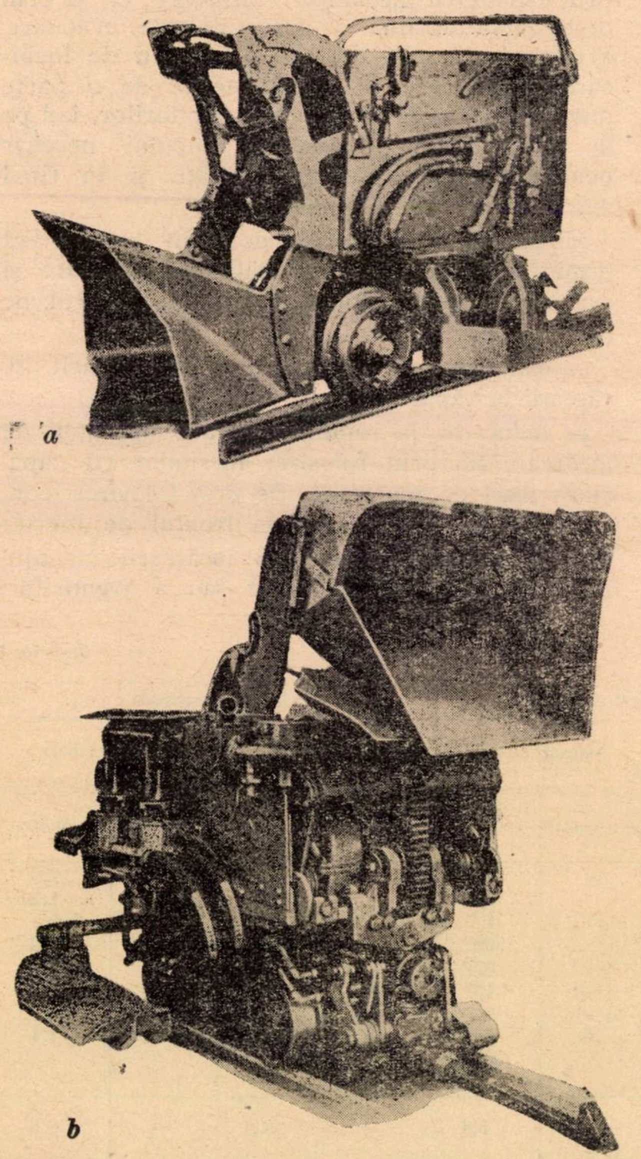


Fig. 1. Mașini de încărcat cu cupă fără transportor intermediar :

a — mașina Eimco-2 ; b — mașina HI-100.

siloz, ceea ce permite sporirea vitezei de săpare cu circa 40% față de încărcarea în convoaie ;

— mărirea secțiunii de săpare a galeriilor pentru asigurarea funcționării în bune condiții a mașinilor de încărcat de mare capacitate și folosirii vagonetelor cu capacitate mărită (2—3 t).

Mijloace pentru mecanizarea încărcării și evacuării materialului derocat

Încărcarea

Principalele mijloace pentru mecanizarea operației de încărcare sînt mașinile de încărcat de diferite tipuri.

Dintre mașinile de încărcat moderne cele mai des utilizate la lucrările de săparea galeriilor sînt mașinile de încărcat cu cupă, acționate electric sau pneumatic.

Mașinile de încărcat cu cupă descarcă materialul cules fie direct în vagonet, fie pe o bandă transportoare intermediară de pe care apoi materialul trece în vagonet, pe banda transportoare.

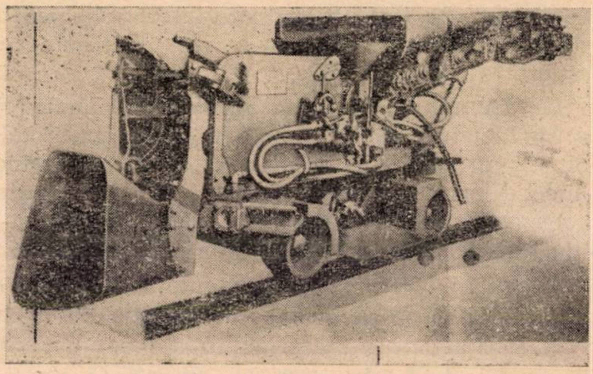


Fig. 2. Mașina de încărcat cu cupă și transportor intermediar, Eimco-40.

Din prima categorie fac parte mașinile de tipul: EPM-1, PML-5, PML-9 (U.R.S.S.); LZK-1p, LZK-3p (R.P.P.); LM-30, LM-100, LM-200 (firma Atlas Copco — Suedia) ; HL-100, HL-200, HL-300 (firma Salzgitter — R.F.G.) ; Eimco tip 21, 621 (S.U.A.) și altele.

Din cea de-a doua categorie menționăm următoarele tipuri : PPM-4 (U.R.S.S.) ; Eimco-40 (S.U.A.)

Principalele caracteristici tehnice ale mașinilor de încărcat indicate sînt redate în tabela 3.

În afară de mașinile de încărcat cu cupă mai există diferite alte tipuri de mașini acționate electric sau pneumatic, avînd ca organ de încărcare niște palete (brațe) mobile sau discuri. Astfel de mașini cuprind de regulă un organ de aducere a materialului și un transportor intermediar.

Mașinile de acest gen se folosesc mai mult în minele de cărbuni unde materialul încărcat are o granulaţie mai măruntă şi o greutate specifică mai mică.

Dintre maşinile de acest gen menţionăm: S-153, GNL-30, UP-3 (U.R.S.S.); 14 VI, 18 HR Joy Sullivan (S.U.A.); FL-300 Salzgitter (R.F.G.).

Principalele caracteristici ale acestor maşini sînt prezentate în tabela 4.

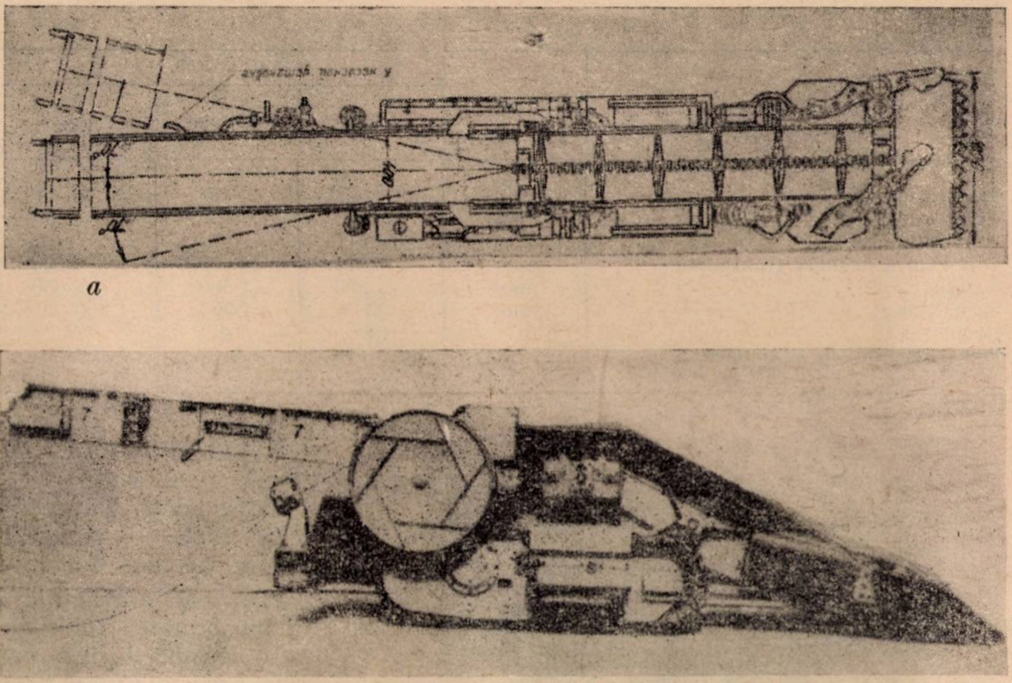

a
b

Fig. 3. Maşini de încărcat cu braţe sau disc şi transportor intermediar:
a — maşina GNL-3; b — maşina FL-300 cu discuri.

Evacuarea

Evacuarea materialului derocat din frontul de lucru se poate face cu vagonete în garnituri de trenuri remorcate la locomotive de diferite tipuri (cu acumulatori, cu troleu, Diessel etc.) cu benzi transportoare de cauciuc, cu benzi cu raclete, cu screpere sau cu ajutorul trenului-siloz.

Maşinile încarcă materialul fie în vagonete, în care caz avem o funcţionare discontinuă a maşinii, fie pe benzi transportoare sau tren-siloz, în care caz funcţionarea maşinilor de încărcat este continuă.

Deoarece evacuarea cu vagonete, screpere sau benzi transportoare **este în general cunoscută,** vom aminti numai principiul de funcţionare şi

Tabela 3

Tara, tipul	Capacitatea, m^3/h	Capacitatea cupei, m^3	Lungimea frontului de încărcare, m	Felul motorului	Nr. motoare	Puterea motorului, CP (kW)	Gabarit, mm			Greutatea, t
							lungimea	lăţimea	înălţimea	
U.R.S.S.										
PML—5	20	0,17	2	P	2	20	2 270	1 320	2 200	2,75
EPM—1	30—40	0,20	2,2	E	2	21	2 480	1 600	2 070	5,15
PML—9	40	0,35	3,3	P	2	36	3 400	1 400	2 760	6,6
PPM—4*	30—40	0,25	4	E	2	28	7 400	1 700		8,5
R.P.P.										
LZK—1p	30—40	0,20	2	P	2	24	2 550	1 200	2 340	2,9
LZK—3p	10—16	0,12	1,8	P	2	10	2 250	1 130	1 900	2,4
S.U.A.										
Eimco—21	60	0,28	2,16	P	2	22	2 050	830	2 160	3,4
Eimco—62	110	0,38	3,50	P	2	25	2 370	1 650	2 600	3,5
Eimco—40*	120	0,38	4,50	P	2	35	6 300	1 600	2 390	7
R.F.G.										
Salzgitter:										
HL—100N	30—50	0,1—0,12		P	2	22	2 120	880	1 920	2,5
HL—200	48—90	0,2	2,2—3,2	P	2	24	2 350	1 300	2 300	4
HL—300**	60			P	4	45	4 770	1 950	1 700—2 200	7,6
Suedia										
Atlas—Copco:										
LM—100	35	0,2—0,3	3,9	P	2	25	2 500	1 300	2 700	3,5
LM—200	70	0,4—0,6	6,1	P	2	52	3 260	1 430	2 950	6,1
LM—30	22	0,11—0,14	2,2	P	2	13	2 000	1 300	1 950	7

* cu transportor intermediar şi cupă;
** cu discuri;
P — motor pneumatic;
E — motor electric.

Tabela 4

Indicator	UM	U. R. S. S.			S.U.A. Joy Sullivan 18HR-2	R.F.G. FL–300
		S–153	GNL–30	UP–3		
Productivitatea	m³/h	24–30	15	60–90	60	125
Puterea motorului	kW	17,0	10,8	26	75	65
Gabarit :						
— lungimea inclusiv transportor	mm	6 315	6 500	6 600	7 830	8 500
— lățimea	mm	1 600	1 000	1 660	1 990	2 600
— înălțimea	mm	2 200	1 965	1 200–1 830	1 660	1 950–2 650
Greutatea	t	4,2	3,1	5	16,8	15
Felul organului de acționare		cu brațe	cu brațe	cu brațe	cu brațe	cu discuri

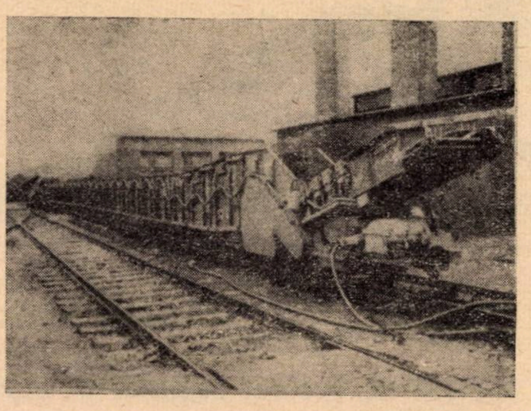


Fig. 4. Tren-siloz BZ-35 Salzgitter (R.F.G.).

caracteristicile principale ale trenurilor-siloz, precum și avantajele pe care le prezintă acest mijloc modern de evacuare a materialului derocat.

Trenul-siloz se compune dintr-un număr de vagonete la care lipsesc pereții frontului astfel că întregul șir de vagonete formează un siloz pe roți. Fiecare vagonet se sprijină cu unul din capete pe două roți, iar cu celălalt pe vagonetul următor. Cuplarea vagonetelor se face articulat permițînd înscrierea în curbe.

Trenul mai cuprinde dispozitivul de încărcare, care servește pentru distribuirea sterilului pe toată secțiunea și lungimea trenului, apoi dispozitivul de descărcare la capătul opus. Pe fundul trenului se află un lanț dublu cu raclete, care deplasează încărcătura de la capătul dinspre mașina de încărcat înspre capătul de descărcare, formîndu-se o coloană continuă de material pe toată lungimea și secțiunea trenului.

Tabela 5

Indicatori	UM	U.R.S.S. PBE	R.F.G. Salzgitter BZ-35
Capacitatea de încărcat	m³/h		180
Capacitatea trenului	m³	25	35
Puterea motoarelor	kW	29,5	40
Lungimea totală	m	38	40
Greutatea trenului	t	41,5	

Viteza lanțului se reglează după capacitatea de încărcare a mașinii de încărcat.

Principalele caracteristici ale trenurilor-siloz PBE (U.R.S.S.) și BZ-35 Salzgitter (R.F.G.) sînt redate în tabela 5.

Principalele avantaje ale trenului-siloz constau în posibilitatea folosirii unei încărcări continue cu o mașină de încărcat oarecare, eliminîndu-se prin aceasta timpul necesar pentru manevrarea vagonetelor care, după cum se știe, formează în cele mai multe cazuri o strangulare în operația de evacuare a materialului derocat.

Încărcarea și evacuarea materialului se efectuează într-o singură repriză pentru înaintarea dintr-un ciclu.

Prin folosirea trenului-siloz cu capacitatea de 24 m³ la săparea unei galerii-tunel în U.R.S.S. cu secțiune de săpare de 8,1 m², s-au realizat indicatorii comparativi redați în tabela 6.

Tabela 6

Felul evacuării	Realizat, m	Viteze real. m/lună		Productivitate, m³/schimb	Înaintarea medie, m	
		medie	maximă		pe ciclu	pe zi
Fără tren-siloz	394	39,4	80,4	0,43	0,96	1,52
Cu tren-siloz	500	93	107	0,91	0,96	3,4

Din datele redate în tabelă rezultă că prin folosirea trenului-siloz s-au obținut viteze medii zilnice și lunare sporite cu circa 100%.

Organizarea încărcării și evacuării

În general înlocuirea rapidă a vagonetelor pline cu vagonete goale se obține printr-o montare rațională a căii ferate în front, organizarea corectă a manevrărilor și folosirea celor mai indicate dispozitive de manevră. Înlocuirea vagonetelor pline cu cele goale se poate face separat cîte un singur vagonet sau cuplate între ele două sau mai multe vagonete.

Tabela 7

Dispozitiv de manevră folosit	Destinația	Modul de deplasare a dispozitivului de manevră	Durata de deplasare	Avantaje	Dezavantaje
Placă-macaz	Înlocuirea vagonetelor duble direct la punctul de încărcare	Cu mașina de încărcat	3—5 min	Simplitate în deplasare pe măsura înaintării frontului	Utilizarea pentru vagonete cu maximum 1 t
Macaz suprapus	Înlocuirea mai multor vagonete cuplate	Cu locomotiva sau troliu	20—30 min	Nu necesită montarea și demontarea liniei ferate	Greutate și volum mare
Macaz dublu (bretea)	Înlocuirea vagonetelor	Manual	10 min pe distanța pînă la 10 m	Simplitatea construcției	Manevră destul de complicată
Transbordor orizontal	Înlocuirea vagonetelor în cazul lățimii reduse a galeriei pentru utilizarea platformei cu role	Manual	2—3 ore pe distanța de 50—60 m	Înlocuirea vagonetelor fără necesitatea unei dublații	Necesitatea executării nișelor
Platforma cu role	Pentru înlocuirea vagonetelor în galerii cu cale ferată simplă sau dublă	Manual	30 min pe distanța pînă la 20 m	Pentru trecerea locomotivei fără ridicarea platformei	Se poate folosi în galerii la lățimea minimă a vetrei de 2,7 m

În figura 5 este arătată schemă de manevră a vagonetelor cîte unul la o galerie cu linie simplă, iar în figura 6 schema de manevră pentru galerii cu linie dublă.

Cele mai uzuale dispozitive folosite la înlocuirea vagonetelor sînt : plăci macaz, macazuri suprapuse, macazuri duble de construcție simplificată, diferite dispozitive de transbordare a vagonetelor de pe o linie pe alta. În figura 7 se văd diferite dispozitive pentru înlocuirea vagonetelor.

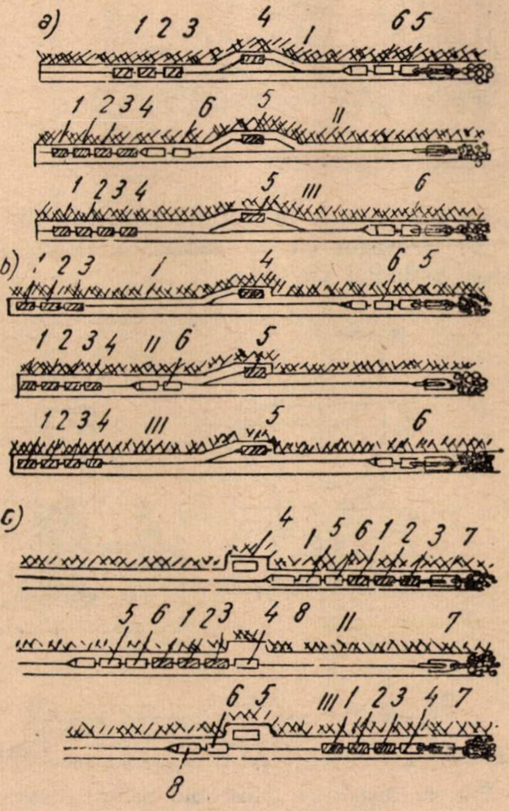


Fig. 5. Schema de manevră a vagonetelor la galerii cu linie simplă.

Caracteristicile tehnice ale diferitelor dispozitive de manevră sînt redate în tabela 7 [3].

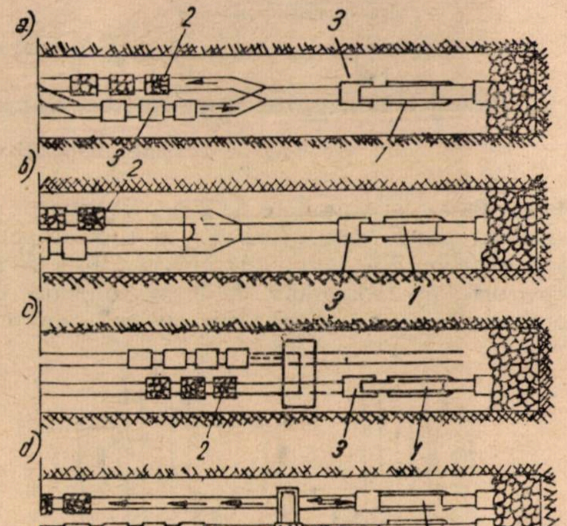


Fig. 6. Schema de manevră a vagonetelor la galerii cu linie dublă :
1 — mașina de încărcat ; 2 — vagonet încărcat ; 3 — vagonet gol.

În continuare se prezintă cîteva exemple de organizare a evacuării materialului derocat folosite în străinătate în cadrul unor înaintări rapide.

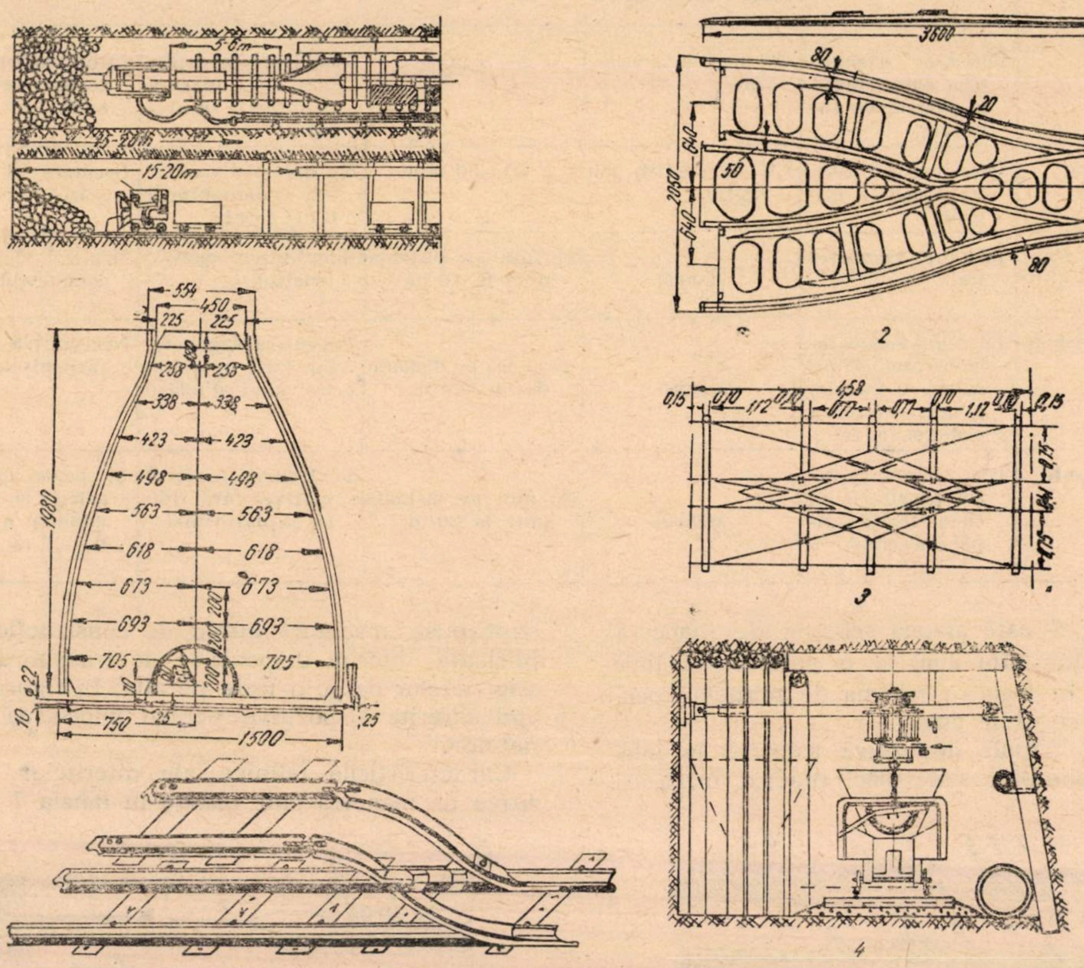


Fig. 7. Diferite dispozitive pentru schimbarea vagonetelor.

1. La săparea unei galerii direcţionale cu secţiunea de 11,8 m² la mina Gigant — U.R.S.S. [4] încărcarea şi evacuarea rocii s-a făcut cu două maşini PML-5 şi vagonete de 2 m³. Evacuarea s-a organizat după cum urmează : în timpul perforării găurilor doi muncitori montau linia ferată provizorie în tronsoane de 8 m folosind traverse metalice cu dispozitive speciale de prindere (fig. 8). La 15 m de la frontul de lucru pe linia ferată provizorie se monta un macaz care se muta după fiecare 30—35 m de înaintare cu ajutorul celor două maşini de încărcat. Operaţia de mutare dura circa 40—50 min, înlocuirea vagonetelor s-a făcut cu maşina de încărcat. Maşinile de încărcat PML-5 funcţionau de pe un dispozitiv telescopic construit din şine (fig. 9) prevăzut cu un sabot de fixare şi un opritor articulat cu linia.

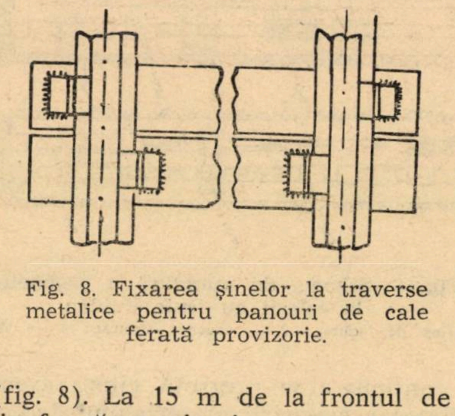


Fig. 8. Fixarea şinelor la traverse metalice pentru panouri de cale ferată provizorie.

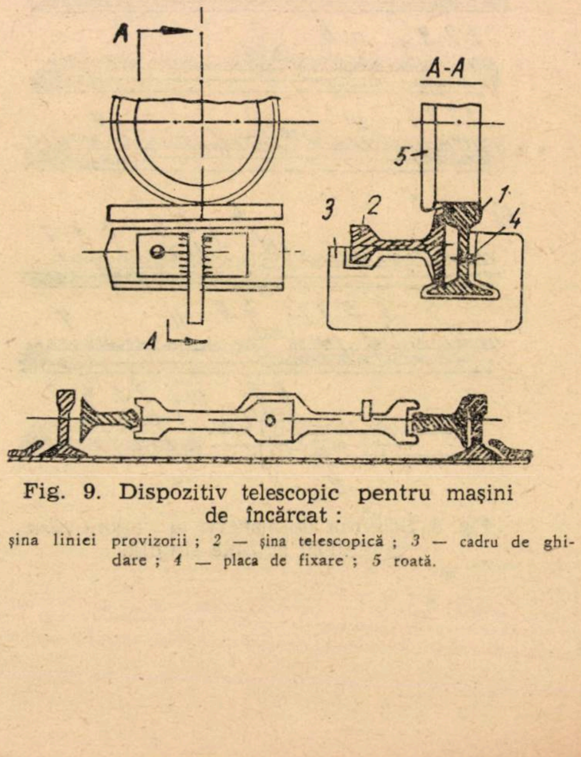


Fig. 9. Dispozitiv telescopic pentru maşini de încărcat :

1 — şina liniei provizorii ; *2* — şina telescopică ; *3* — cadru de ghidare ; *4* — placa de fixare ; *5* roată.

Cele două maşini de încărcat se folosesc alternativ una pentru încărcare, iar cea de-a doua pentru manevra vagonetelor. Întrebuinţarea celor două maşini şi a macazului a permis mecanizarea completă a evacuării rocii pe toată lăţimea galeriei.

Înaintarea maximă realizată la această galerie a fost de 422 m/lună.

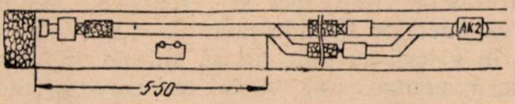


Fig. 10. Schema lucrărilor de încărcare.

2. La mina nr. 15 a Trustului Pervomaiskugol [5] la săparea unei galerii direcţionale cu secţiunea de săpare de 9 m^2 pentru evacuarea rocii s-a folosit maşina electrică de încărcat EPM-1. Deoarece frontul de încărcare a maşinii era mai îngust decît frontul galeriei, roca din părţile laterale se aducea manual în raza de acţionare a maşinii. Pentru înlocuirea vagonetelor s-au folosit patru muncitori. În timp ce un vagonet se încărca, vagonetul gol se împingea de la placa-macaz mobilă pînă la distanţa de 5—6 m de la maşina de încărcat şi se răsturna. Îndată după încărcarea primului vagonet şi retragerea celui de sub cupa maşinii de încărcat, în locul lui se instala vagonetul gol (fig. 10). Durata de încărcare a unui vagonet a fost de 90—120 s, iar durata de evacuare a vagonetului 55—60 s. Operaţia de susţinere definitivă a galeriei era suprapusă cu operaţia de evacuare. Înaintarea maximă a acestei galerii a fost de 709 m.

3. La săparea galeriei de transport de la mina nr. 2 Lugansk [6], pentru evacuarea rocii s-au prevăzut trei maşini de încărcat PPM-4 cărora li s-au adus unele modificări pentru mărirea capacităţii de încărcare. Înlocuirea vagonetului s-a făcut cu ajutorul unor macazuri speciale, construite dinainte. Pentru accelerarea operaţiei de înlocuire a vagonetelor la fiecare 40—50 m s-au construit dublaţii pentru un vagonet, cu macazurile respective. Manevra s-a făcut cu locomotiva electrică. Înaintarea realizată a fost de 751 m.

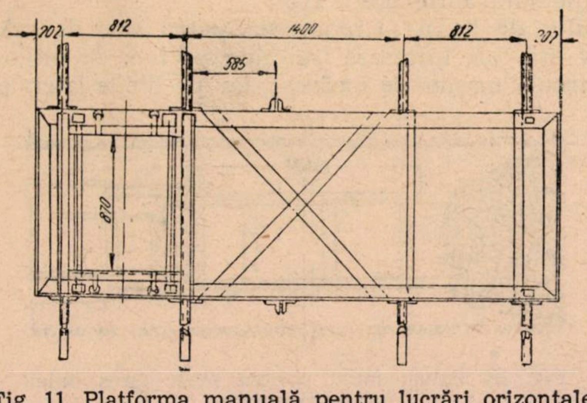


Fig. 11. Platforma manuală pentru lucrări orizontale.

4. La minele de cărbuni din Anglia [7] unde s-au realizat viteze de înaintare de 300—400 m/lună, s-au folosit în cele mai multe cazuri (85%) maşini pneumatice de încărcat tip Eimco-21 şi Eimco-40 W (S.U.A.). Rezultatele cele mai bune s-au obţinut la funcţionarea simultană a două maşini Eimco-21 pe linie dublă, realizîndu-se astfel viteza maximă la săparea unei galerii transversale. Reducerea timpului de încărcare s-a realizat datorită reducerii timpului de schimbare a vagonetelor folosindu-se macazul special tip californian cu o platformă cu traverse (fig. 11).

Manevrarea vagonetelor pînă la 1,5 t s-a executat manual. Vagonetele cu capacitate mai mare erau împinse spre macaz sau platformă cu ajutorul maşinii de încărcat. Mutarea platformei s-a făcut manual. La săparea unei alte galerii transversale s-a instalat un macaz mobil (fig. 12), iar maşina de încărcat Eimco-40 W s-a prevăzut cu un troliu şi o tijă cu ajutorul căreia vagonetul plin se împinge la macaz, iar vagonetele goale erau trase de troliu spre maşina de încărcat.

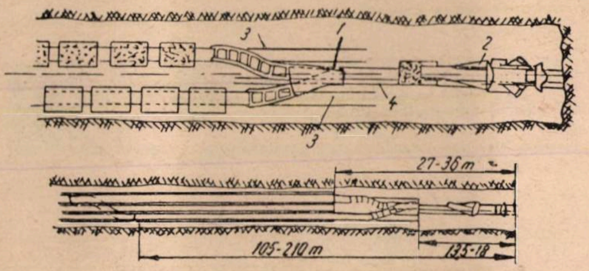


Fig. 12. Schema de încărcare cu maşini de încărcat Eimco-40 W :

1 — macaz ; *2* — maşina de încărcat ; *3* cale ferată ; *4* — cale ferată provizorie.

5. La săparea unei galerii de transport cu profil de săpare de 15,9 m^2 din Kuzbas [8] la care s-a realizat o viteză de 558 m/lună s-au prevăzut pentru încărcare trei maşini UP-3, din care două au funcţionat simultan, iar a treia de rezervă.

Pentru schimbarea vagonetelor s-a folosit schema indicată în figura 13. Durata de încărcare a unui vagonet a fost de 2 min şi 40 s, iar pentru schimbarea vagonetului 2,5—5 min. Întreaga operaţie de evacuare a durat în medie 35—45 min/ciclu.

6. O atenţie deosebită s-a acordat operaţiei de evacuare şi la săparea galeriei de transport la mina 313 bis din Kuzbas [9] la care s-a realizat o înaintare de 815 m. Şantierul a fost echipat cu patru maşini de încărcat UP-3, din care trei au lucrat simultan în front, iar una a fost de rezervă. Încărcarea s-a făcut în două reprize și anume, două din cele trei mașini descărcau roca în imediata apropiere de dedublație, iar de aici cea de-a treia mașină încărca în vagonet.

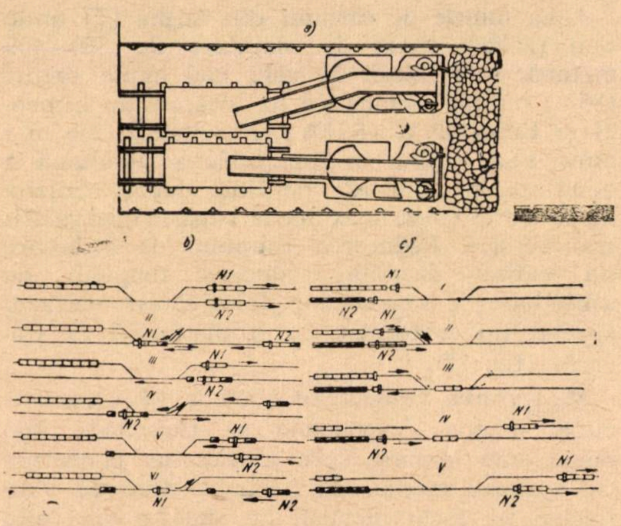


Fig. 13. Organizarea încărcării și evacurării materialului folosit la săparea galeriei de transport Kuzbas.

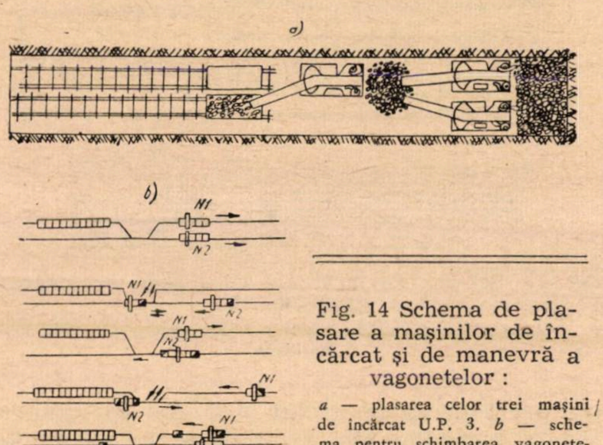


Fig. 14 Schema de plasare a mașinilor de încărcat și de manevră a vagonetelor :

a — plasarea celor trei mașini de încărcat U.P. 3. b — schema pentru schimbarea vagonetelor.

Manevra s-a făcut după schema indicată în figura 14 în care se vede și plasarea mașinilor de încărcat.

★

Pentru organizarea înaintărilor rapide Combinatul carbonifer Luganskugol [10] și Trustul Donețkșahtostroi [11] au prevăzut o serie de măsuri menite să îmbunătățească procesul de evacuare a rocii din frontul de lucru. Dintre măsurile întreprinse sînt de menționat următoarele :

— extinderea la maxim a mașinilor de încărcat tip PPM-4 și PML-5 ;

— folosirea pentru operația de încărcare-evacuare a 5-6 muncitori, dintre care 1—2 pentru manevrarea vagonetelor, 1—2 pentru restul operațiilor auxiliare ;

— reducerea timpului necesar pentru schimbarea vagonetelor și montării liniei ferate provizorii, operații care consumă circa 35% din durata întregului proces de încărcare-evacuare ;

— pentru accelerarea schimbării vagonetelor s-a prevăzut folosirea plăcilor-macaz sau de încrucișare montate la 17—25 m de front și deplasate cu ajutorul mașinii de încărcat ;

— pentru manevra vagonetelor goale și pline se foloseau trolii Ч-2 și MEL-4,5, schimbarea vagonetelor făcîndu-se în 1—1,5 min ;

— în galerii cu linie ferată simplă se foloseau dublații pentru 6—8 vagonete, care se mutau la fiecare 50—70 m, schimbarea vagonetelor în acest caz se făcea în 1,5—3 min ;

— la mina Lesovskaia s-a experimentat și s-a introdus un transbordor pneumatic care funcționează pe principiul încărcătorului ВЧ-1. Transbordorul (fig. 15) se suspendă pe o grindă metalică I fixat pe grinzile susținerii. Vagonetul gol, suspendat printr-un cîrlig de un cablu, este ridicat permițînd trecerea vagonetelor încărcate. Prin introducerea acestui dispozitiv s-a realizat o economie de 1,2 post/schimb (14,4%) la un metru de înaintare ;

— pentru prelungirea liniei ferate provizorii se folosesc panouri sudate (fig. 16) pentru deplasarea cărora sînt necesare circa 15 min pe ciclu ;

— pentru utilizarea complexă a mașinilor de încărcat acestea au fost prevăzute cu suporturi speciale pentru susținerea a patru perforatoare cu care se perfora simultan (fig. 17) ;

— în cazul folosirii mașinilor de încărcat PPM-4, schimbarea vagonetelor se face în felul următor : în imediata apropiere a frontului de lucru se montează patru șine de cale ferată care formează trei căi ; pe linia de mijloc circulă mașina de încărcat, iar pe liniile laterale,

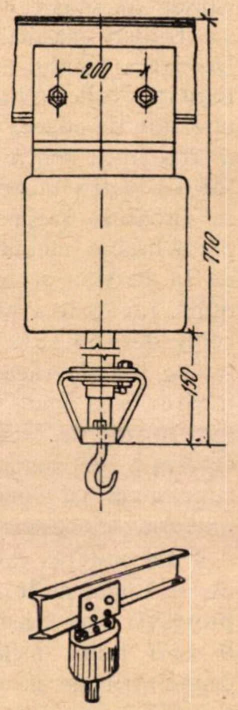


Fig. 15. Transbordor pneumatic pentru manevra vagonetelor.

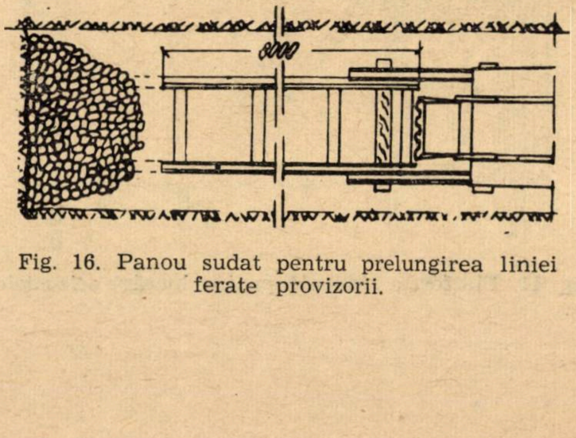


Fig. 16. Panou sudat pentru prelungirea liniei ferate provizorii.

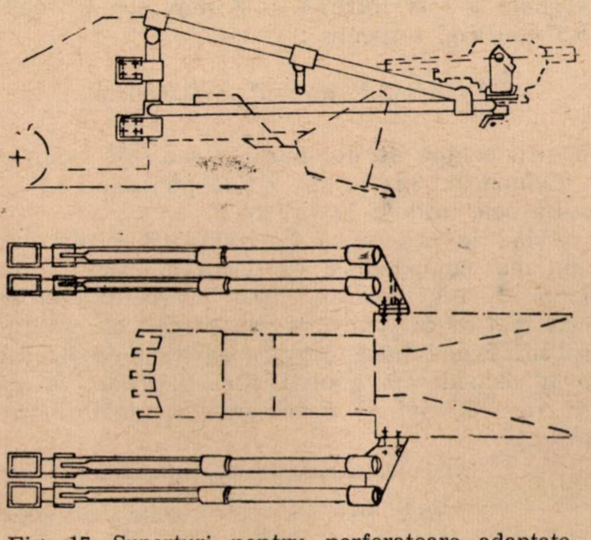


Fig. 17. Suporturi pentru perforatoare adaptate la maşina de încărcat.

vagonetele ; pentru încărcarea vagonetelor transportorul maşinii de încărcat este prevăzut cu dispozitive de descărcare (fig. 18).

După umplerea unui vagonet maşina se opreşte, dispozitivul de descărcare se fixează în poziţia diagonală astfel că materialul se scurge în vagonetul următor ; în acest timp vagonetul încărcat se înlocuieşte cu unul gol. Operaţia de mutare a dispozitivului de descărcare a fost mecanizată. Pentru cuplarea simultană a două vagonete, la maşină s-a construit un tampon special (fig. 19). La tija tamponului este sudată o placă verticală, iar pe aceasta din urmă trei rigle orizontale legate la capătul opus de o altă placă verticală cu trei găuri de legătură în care se introduc cepurile de legătură. La încărcare, vagonetul se fixează cu unul din cepurile extreme. În cazul defectării dispozitivului de descărcare laterală, vagonetul se introduce pe linia de mijloc. Dispozitivul descris a dat rezultate foarte bune în exploatare.

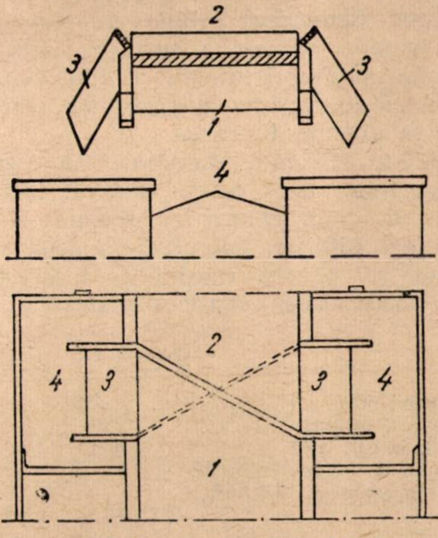


Fig. 18. Schema dispozitivului de încărcare a vagonetelor pe ambele părţi ale maşinii de încărcat :
1 — transportor pentru maşina PPM-4 ; 2 — scut de ghidare ; 3 — gura de descărcare ; 4 — vagonet.

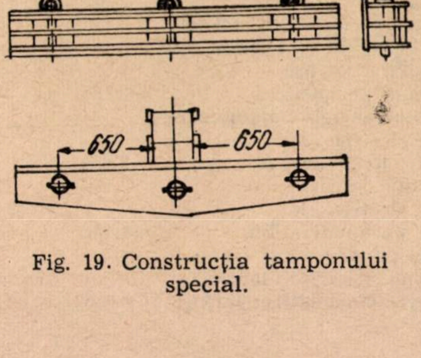


Fig. 19. Construcţia tamponului special.

Prin introducerea măsurilor indicate în executarea procesului de încărcare-evacuare s-au realizat reduceri considerabile de timp în durata de execuţie a acestui proces.

Influenţa mecanizării încărcării asupra vitezelor de înaintare şi a productivităţii muncii

Extinderea mecanizării încărcării duce la creşterea productivităţii muncii exprimată în m/post şi anume cu diferenţa de timp între încărcarea manuală şi încărcarea mecanică avînd ca rezultat final creşterea vitezelor de înaintare.

Din comparaţia normelor de timp pentru încărcarea manuală cu cele pentru încărcarea mecanică rezultă cele ce urmează.

1. În conformitate cu cronometrările făcute în cadrul T.P.E.M., pentru stabilirea normelor cu motivare tehnică, s-au stabilit următoarele normative pentru încărcarea manuală şi încărcarea mecanică :

a — pentru încărcarea manuală s-a stabilit ca normativ 35 min—om (vagonet) ;

b — pentru încărcarea mecanică 5 min/vag.

Normativul fiind stabilit pentru un vagonet de 600 l, revine pe 1 m^3 masiv, dacă considerăm coeficientul de umplere al vagonetului 0,9 şi coeficientul de afînare 1,5 :

$$\frac{0{,}6 \times 0{,}9}{1{,}5} = 0{,}36 \text{ m}^3/\text{vag.},$$

iar normativul de timp pentru încărcarea unui m^3 va fi :

— încărcarea manuală :

$$\frac{36 \text{ min/vag.}}{0{,}36 \text{ m}^3/\text{vag.}} = 100 \text{ min/m}^3 = 1{,}67 \text{ h/m}^3\ ;$$

— încărcarea mecanică :

$$\frac{5 \text{ min/vag.}}{0{,}36 \text{ m}^3/\text{vag.}} = 13{,}9 \text{ min/m}^3 = 0{,}23 \text{ h/m}^3$$

pentru o echipă de doi oamenii sau 0,46 om-h/m^3.

2. În conformitate cu „Norme unice pentru lucrări miniere de explorare geologică“, Gosgheoltehizdat, 1959, normele pentru încărcare sînt redate în tabela 8.

Tabela 8

Specificație	Categoria de tărie a rocii		
	I−IV M	V−VIII ST−T	IX−XI FT−T
Încărcarea manuală, h/m³	1,06	1,12	1,26
Încărcarea mecanică, h-echipă/m³	0,26	0,29	0,34
h-om/m³	0,52	0,58	0,68

3. Prin cronometrările făcute de D.G.M.F.N. s-au stabilit următoarele:

A. Încărcarea manuală

Pentru încărcarea manuală s-a stabilit o normă de 5,1 m³/post în rocă afînată, incluzîndu-se și evacuarea, respectiv aducerea vagonetelor de la o distanță de 100 m. Scăzînd timpul corespunzător transportului pe 100 m rezultă o normă de 5,7 m³ afînat sau $\frac{5,7}{1,5} = 3,8$ m³ masiv/post, sau:

$$3,8 : 8 = 0,48 \text{ m}^3/\text{h sau } \frac{1}{0,48} = 2,08 \text{ h/m}^3.$$

B. Încărcarea mecanică

Pentru încărcarea mecanică s-a stabilit o normă de 14,135 m³/post incluzîndu-se și transportul la 100 m. Scăzînd timpul corespunzător transportului rezultă o normă de 18,8 m³/post sau:

$$18,8 : 8 = 2,35 \text{ m}^3/\text{h sau } \frac{1}{2,35} = 0,430 \text{ h/m}^3.$$

4. Productivitatea orară a mașinilor realizată pe semestrul I.1963 a fost:

— în minele de cărbuni, 3,00 m³/mașină h;

— în minele de minereuri, 1,80 m³/mașină h rezultînd o medie de 2,4 m³/mașină h sau 0,42 h/m³.

5. În urma cronometrărilor făcute la Leșul Ursului timpul rezultat pentru încărcarea unui vagonet a fost între 3 și 8 min, sau în medie 5,5 min/vag, respectiv:

$$\frac{5,5}{0,36} = 15,3 \text{ min/m}^3 = 0,26 \text{ h/m}^3,$$

pentru echipa de doi oameni sau 0,52 h-om/m³.

Comparînd rezultatele de la punctele 1—5, rezultă cele arătate în tabela 9.

Tabela 9

Specificație	Încărcarea manuală, h/m³	Încărcarea mecanică, h/m³	Diferența de h/m³
După cronometrările D.G.M.F.N. (1953)	2,08	0,43	1,65
După cronometrările T.P.E.D.M.N. (1960—1961)	1,67	0,46	1,21
După normele unice U.R.S.S. (1959)	1,12	0,58	0,54
După realizările semestrului I/1963		0,42	
După cronometrări 1963		0,52	
Media	1,62	0,48	1,14

Avînd în vedere că în rocile FT și ET care sînt mai compacte și cu greutate specifică mai mare efortul necesar pentru încărcarea unui m³ este mai mare și invers pentru roci cu greutate specifică mai mică, reducerea de timp de 1,14 h/m³ considerată pentru condiții medii, respectiv roca T, trebuie corectată cu următorii coeficienți:

Specificație	M, ST	T	FT, ET
Coeficient	1,15	1	0,85
Reducere de timp, h/m³	1,31	1,14	0,97
Reducere de posturi/m³	0,164	0,143	0,121

Rezultă deci că pentru fiecare m³ masiv excavat norma de timp se va reduce cu timpul corespunzător tăriei de rocă așa cum s-a stabilit mai înainte. Reducerea totală a timpului pe metrul de galerie pentru o secțiune oarecare va rezulta din produsul dintre profilul considerat și reducerea de timp pe m³ corespunzătoare rocii în care se execută lucrarea.

Comparînd eficiența economică în cazul utilizării mașinilor de încărcat, față de încărcarea manuală, la două galerii cu secțiuni și viteze de înaintare diferite, calculată în două alternative respectiv pentru mașini de încărcat electrice și pneumatice, rezultă următoarele:

	Galeria I	Galeria II
1. Secțiunea, m²	4,40	12
2. Înaintarea, m/lună	80	100
3. Total încărcat, m³	350	1 200
4. Economie de ore pentru încărcarea: mecanică (1,14 h/m³), h	400	1 368
posturi	50	171
5. Economie valorică (6,25 lei/h), lei	2 500	8 550
6. Costul energiei:		
— energie electrică (2,5 lei/m³) lei		3 000
— aer comprimat (6,9 lei/m³), lei	2 415	8 280
7. Costul amortizării pentru 2 mașini 1 în funcție + 1 rezervă:		
— mașina electrică		2 360
— mașină pneumatică	1 238	1 238
8. Cost total (energie+amortizare)		
mașini electrice, lei	—	5 360
mașini pneumatice, lei	3 653	9 518
9. Diferență de cost:		
mașini electrice, lei	—	−3 190
mașini pneumatice, lei	+1 153	+968
10. Revine pe m³:		
— mașini electrice, lei/m³	—	−2,7
— mașini pneumatice, lei/m³	+3,3	+0,80

Din datele arătate rezultă că din punct de vedere economic eficiența utilizării mașinilor de încărcat este în funcție de gradul de utilizare al capacității de încărcare a mașinilor și de natura energiei folosite.

În galerii cu secțiuni mici utilizarea mașinilor de încărcat este indicată numai sub aspectul ușurării efortului fizic al muncitorilor și al reducerii timpului de încărcare, costul operației de încărcare în acest caz fiind mai ridicat față de încărcarea manuală.

O dată cu creșterea secțiunii și a vitezelor de înaintare, scade considerabil costul încărcării ajungînd la mașini pneumatice, pentru cazurile analizate, la 0,80 lei/m^3 față de 3,30 lei/m^3.

Pentru mașinile electrice, la care costul energiei este de aproximativ trei ori mai redus față de cele pneumatice, costul încărcării este cu 2,7 lei/m^3 mai redus.

Eficiența economică a mașinilor de încărcat va fi cu atît mai mare cu cît mașina va avea o funcțiune mai continuă, adică va încărca un volum mai mare de rocă. De aici se desprinde concluzia că mașinile vor fi utilizate bine în galerii cu secțiuni de săpare și viteze de înaintare mari și asociate cu mijloace de evacuare corespunzătoare — vagonete cu capacități mari, transportoare și în special trenul-siloz.

Eficiența utilizării mașinilor la volumul de material încărcat cu mașini în cursul anului 1963 la T.P.E.M. este după cum urmează:

Pentru încărcarea unui volum de aproximativ 75 000 m^3 s-au folosit în medie 17 mașini de încărcat care au funcționat în medie 1 998 h/mașină sau în total:

$$17 \text{ maș.} \times 1\,998 \text{ h/maș.} = 33\,466 \text{ h.}$$

Pentru încărcarea manuală a aceluiași volum de material conform normei medii sînt necesare:

$$75\,000 \text{ m}^3 \times 1{,}62 \text{ h/m}^3 = 121\,000 \text{ h.}$$

Rezultă o diferență de ore de

$$121\,000 - 33\,466 = 88\,034 \text{ h}$$

sau $88\,034 \text{ h} \times 6{,}25 \text{ lei/h} = 550\,325$ lei.

Această economie la manoperă este însă depășită de costul energiei pneumatice și al amortismentelor astfel:

costul aerului comprimat:

$$75\,000 \text{ m}^3 \times 6{,}9 \text{ lei/m}^3 = 517\,500 \text{ lei;}$$

costul amortizării pentru:

— mașini în funcțiune	17
— mașini rezervă,	8
— mașini reparație,	5
Total	30 mașini

$$\frac{30 \times 6\,300 \times 11{,}8}{100} = 223\,000 \text{ lei.}$$

Total energie + amortizare:

$$517\,500 + 223\,000 = 740\,500 \text{ lei.}$$

Rezultă deci că prin mecanizarea încărcării costul lucrărilor s-a ridicat cu:

$$\frac{740\,500 - 550\,325}{75\,000} = \frac{190\,175}{75\,000} = 2{,}5 \text{ lei/m}^3.$$

Avantajul mecanizării în acest caz a constat în aceea că prin economisirea a 88 034 ore, respectiv a 11 000 posturi, s-a putut în același interval de timp, cu același personal, să se execute un volum de lucrări mai mare, respectiv cu aproximativ:

$$\frac{11\,000 \text{ posturi}}{5 \text{ post/m}} = 2\,200 \text{ m,}$$

contribuind astfel la creșterea vitezelor de înaintare și la productivitatea muncii.

Concluzii

Din cele arătate în cuprinsul prezentului articol se pot desprinde următoarele concluzii:

— extinderea mecanizării operației de încărcare constituie o preocupare continuă în toate țările cu industria minieră dezvoltată;

— o dată cu introducerea mecanizării încărcării se urmărește și îmbunătățirea organizării evacuării materialului derocat, respectiv, reducerea la maxim a timpului de schimbare a vagonetelor pline cu vagonete goale;

— pentru utilizarea mașinilor de încărcat la capacitatea lor maximă trebuie să se acorde o atenție deosebită măsurilor de ordin organizatoric în special în ce privește înlocuirea și manevrarea vagonetelor, urmărindu-se totodată extinderea încărcării continue prin asocierea mașinilor de încărcat cu benzi transportoare, vagonete cu capacitatea mărită (2—3 t) sau cu trenul-siloz;

— trenul-siloz constituind mijlocul cel mai modern de mecanizare a procesului de încărcare-evacuare a materialului derocat la înaintarea galeriilor, contribuie la reducerea timpului de evacuare și creșterea vitezelor de înaintare;

— mecanizarea operației de încărcare a rocii din fronturile de înaintare contribuie cu o pondere însemnată la creșterea vitezelor medii de înaintare a galeriilor și a productivității muncii;

— prin extinderea mecanizării încărcării se reduce considerabil efortul fizic al muncitorilor obținîndu-se totodată economii însemnate de timp și respectiv de bani în cazul folosirii mașinilor de încărcat electrice în galerii cu secțiuni mari.

În consecință pentru viitor se impune extinderea la maxim a mecanizării încărcării, utilizarea mașinilor de încărcat la capacitatea lor cît mai apropiată de cea dată prin caracteristicile sale tehnice, asocierea mașinilor cu mijloace moderne de evacuare, în special cu trenul-siloz la lucrările principale de construcții miniere cu secțiune mare.

BIBLIOGRAFIE

[1] Golubov, S. V. și Fedorov, M. M.: *Problemele mecanizării lucrărilor miniere de înaintare.* Șahtnoe Stroitelstvo, nr. 7, 1960.

[2] Dubodelov, V. A. şi Lescinski, G. A.: *Organizarea muncii pentru săparea rapidă a galeriilor la minele în construcţie din Combinatul Doneţşahtostroi.* Şahtnoe Stroitelstvo, nr. 5, 1963.

[3] *** *Indreptar pentru exploatări miniere.* Editura de stat pentru literatura tehnico-ştiinţifică 1961, p. 368—380.

[4] Nestosenko, V. V. şi Miacin, S. D.: *Săparea galeriei direcţionale cu o viteză lunară de înaintare de 421,8 m.* Gornîi jurnal nr. 12, 1960.

[5] Danikov, V. I.: *709 m pe lună galerie direcţională cu un singur front de lucru.*. Şahtnoe Stroitelstvo nr. 6, 1961.

[6] Rîsin B. R.: *751 m pe lună galerie de transport.* Şahtnoe Stroitelstvo, nr. 7, 1961.

[7] Volovici, M. Z.: *Săparea galeriilor orizontale în steril la minele de cărbuni din Anglia.* Şahtnoe Stroitelstvo nr. 7, 1961.

[8] Senko, L. S., Nichitin, V. D., Tomaşevski L. P. şi Paiolnikov, A. N.: *Inaintarea rapidă a galeriei duble de transport din Kuzbas* Şahtnoe Stroitelstvo nr. 12, 1962.

[9] Pridoroghin, V. D. şi Cislîi, V. I.: *Organizarea lucrărilor de înaintare rapidă a galeriilor la minele Combinatului Luganskugol.* Şahtnoe Stroitelstvo nr. 6, 1963.

* * *

Influenţa exploatării asupra lucrărilor din culcuş*

Ing. A. Simionescu

Conform Directivelor celui de-al III-lea Congres al P.M.R., în perioada anilor 1960—1965 se prevede ca în industria cărbunelui preţul de cost să fie redus cu 21—23% faţă de anul 1959.

În vederea realizării sarcinii de reducere a preţului de cost este necesar să se analizeze minuţios structura cheltuielilor de producţie şi să se găsească noi soluţii de reducere a lor.

La exploatările din Valea Jiului, în preţul de cost al producţiei brute extrase, cheltuielile cu executarea lucrărilor de pregătire au o pondere de 8—9%, iar cele pentru întreţinerea acestora — o pondere de 4—5% deci, aproximativ 50% din costul săpării lucrărilor de pregătire.

În cele ce urmează se vor prezenta două variante de amplasare a lucrărilor de pregătire din culcuşul unui strat gros de cărbune, la care se aplică metoda de exploatare cu felii orizontale descendente şi se vor arăta avantajele economice care se pot obţine prin adoptarea variantei, care ţine seamă de zona de deplasare a rocilor din culcuşul stratului.

I. Determinarea zonei de influenţă din culcuşul stratelor în care se produc deranjamente datorită deplasării rocilor

Prin crearea golurilor de exploatare echilibrul tensiunilor din rocile înconjurătoare se deranjează, iar în cazul stratelor cu înclinări care depăşesc anumite limite există tendinţa de deplasare a rocilor din culcuş.

Limita de înclinare, la care intervin deplasări ale rocilor din culcuş, depinde în cea mai mare măsură de proprietăţile fizice şi mecanice ale acestora: rezistenţă, deranjamente tectonice, umiditate etc.

În figura 1 s-a notat cu γ mărimea unghiului de influenţă la care intervine deplasarea rocilor din culcuşul stratului şi cu α înclinarea stratului.

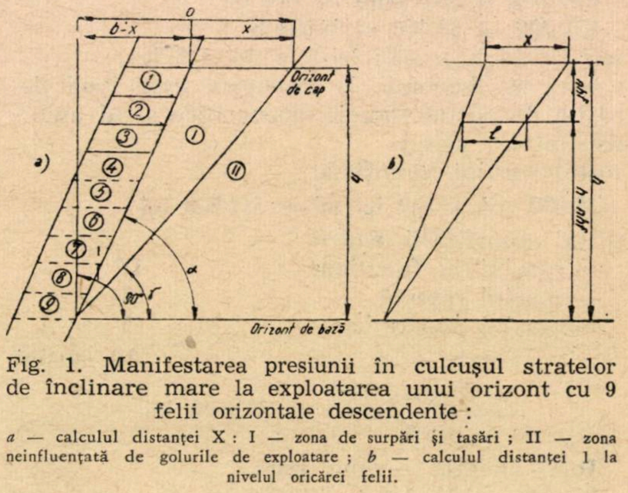


Fig. 1. Manifestarea presiunii în culcuşul stratelor de înclinare mare la exploatarea unui orizont cu 9 felii orizontale descendente:

a — calculul distanţei X: I — zona de surpări şi tasări; II — zona neinfluenţată de golurile de exploatare; *b* — calculul distanţei 1 la nivelul oricărei felii.

Planul care are înclinarea γ separă rocile din culcuş în două zone: zona I unde se resimt deranjamentele pentru cazul cînd exploatarea ajunge la orizontul de bază (felia 9) și zona a II-a, care nu este influențată de golurile de exploatare.

---

* Se supune discuţiei

Valoarea unghiului γ se determină în mod practic pentru fiecare zăcămînt în parte cu ajutorul măsurătorilor topografice.

Rezultă deci că un suitor săpat în culcușul unui strat, la o înclinare ceva mai mare ca unghiul de taluz natural al cărbunelui granulat, se situează în afara zonei de influență a deplasării rocilor din culcușul stratului.

După N. A. Starikov, cel mai scăzut unghi de influență ($\gamma = 40$—$45°$) îl au rocile neconsolidate (sub stare de granule libere) și care corespunde cu unghiul de taluz natural. Rocile consolidate au un unghi de influență mai mare ca rocile neconsolidate, care, după același autor, poate varia între 50 și 60° la roci de tărie medie și mică și 60—70° la roci tari.

Pentru valori ale unghiului α mai mici sau cel mult egale cu ale unghiului γ, nu au loc deplasări de roci în culcușul stratului, iar depărtarea lucrărilor de pregătire din culcuș, față de strat, poate fi teoretic zero.

Folosind notațiile din figura 1, depărtarea unei lucrări miniere față de culcușul stratului, la nivelul h față de orizontul de bază, spre a fi ferită de influența deplasării pe înclinare a rocilor din culcuș, poate fi determinată și analitic din relația:

$$X = h\left(\frac{1}{\operatorname{tg}\gamma} - \frac{1}{\operatorname{tg}\alpha}\right). \qquad (1)$$

Se subliniază că în expunerea de față nu se ia în considerație presiunea care se exercită asupra lucrărilor de pregătire datorită dezechilibrului tensiunii rocilor și destinderii lor, în urma golurilor create prin săpare și datorită umflării, ca urmare a contactului cu apa. Aceste presiuni, în cele mai multe cazuri, se pot prelua de susținerea lucrărilor miniere.

II. Influența diferitelor scheme de amplasare a lucrărilor de pregătire în culcușul stratului 3, asupra prețului de cost

Schemele de pregătire pentru stratele groase de cărbuni, cu tendință de autoinflamare, trebuie să respecte prescripțiile din normele de prevenirea și combaterea focurilor de mină și a incendiilor, care interzic săparea lucrărilor de pregătire în cărbune, cu excepția celor legate direct de exploatarea feliei respective. De asemenea trebuie să asigure izolarea cu diguri a feliilor exploatate.

Pe lîngă aceasta se urmărește realizarea unui transport cît mai avantajos pentru cărbune, materiale de susținere și utilaje, asigurarea posibilității de rambleiere hidraulică a fiecărei felii, reducerea volumului de lucrări săpate, eliminarea, în măsura posibilităților, a lucrărilor ulterioare de întreținere, eficacitatea aerajului etc.

În prezent, principalele scheme de pregătire a stratului 3, care are grosimi pe normală de 10—30 m, atunci cînd se aplică metoda de exploatare cu felii orizontale descendente și extragere cu camere direcționale, sînt prezentate în figurile 2 și 3.

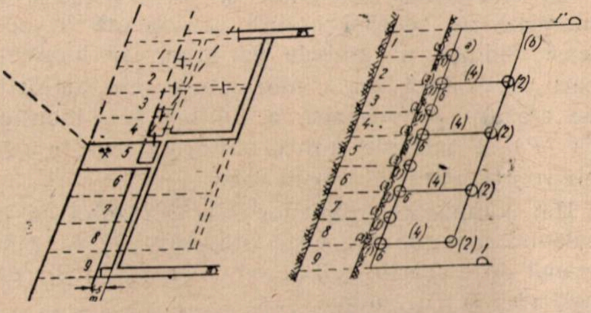


Fig. 2. Varianta I de pregătire și atac, aplicată la exploatarea stratului III — E. M. Petrila:

1, 1' — galerii transversale de bază și de cap; *a* — suitor de atac în culcuș; *b* — suitor de aeraj în culcuș; *1* — atacarea feliei din suitor; *2* — racordarea suitorului *b* cu baioneta *4*, *3* — galerii scurte de felii în steril; *4* — baionetă; *6* — atacarea baionetei din suitor.

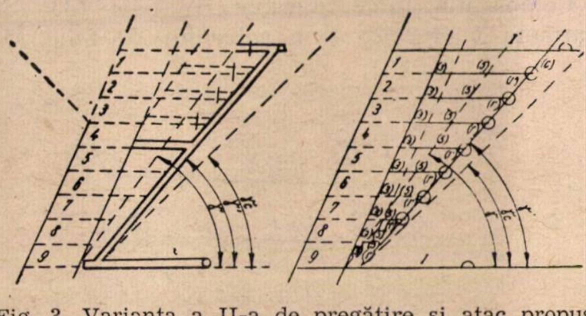


Fig. 3. Varianta a II-a de pregătire și atac propusă pentru aplicare:

1, 1' — galerii transversale de bază și de cap; *c* — suitor în culcuș în afara zonei de influență; *1'* — atacarea feliilor din suitorul *6*; *5* — galerii de felie în steril; *3* — porțiunea de suprapunere între *5* și *3* din varianta *1*.

Se observă că în cazul schemei prezentate în figura 2 lucrările de pregătire se execută inițial în zona de deplasare a rocilor din culcuș, iar ulterior aceste lucrări se părăsesc treptat, executîndu-se altele, în afara zonei de influență.

Schema din figura 3 urmărește ca lucrările de pregătire care se mențin să fie de la început amplasate în afara zonei de deplasare a rocilor din culcuș, eliminînd astfel necesitatea executării ulterioare a unor lucrări suplimentare.

Utilizînd notațiile din figuri, în cele ce urmează se vor compara costurile de săpare, de întreținere și de transport, pentru cele două variante de scheme de pregătire.

În calcule, galeriile de felie vor fi notate cu cifra de pe schemă și cu un indice care reprezintă numărul de ordine al feliei exploatate.

1. Calculul diferențelor de volume și al costurilor corespunzătoare de săpare între varianta I și varianta a II-a

La efectuarea calculelor se va considera că lucrările de aceeaşi natură se execută în aceleaşi condiţii în ambele variante, iar lucrările care nu diferă ca volum, cum sînt lucrările de atacare propriu-zisă a feliilor *(1)*, identice cu *(1')* şi galeriile dintre suitori şi culcuş *(3)*, nu vor fi luate în considerare.

Din compararea figurilor 2 şi 3 rezultă că în calculul comparativ este necesar să se țină seamă de lucrările notate cu: *(2)*, *(4)*, *(5)*, *(6)*, *(a)*, *(b)* şi *(c)*, adică:

(2) — racorduri între suitor *(b)* şi galerii *(4)*, în număr de 4;

(4) şi *(5)* — galerii de lungimi diferite pentru felii;

(6) — atacări din suitor *(a)*, pentru executarea galeriilor *(4)*;

(a) şi *(c)* — suitori de lungime diferită;

(b) — suitor executat suplimentar în varianta I.

Comparaţia între galeriile de felie *(4)* din varianta I (fig. 2) şi a galeriilor de felie *(5)* din varianta a II-a (fig. 3) este redată mai sugestiv în figura *4*, de unde rezultă că volumul acestor lucrări este egal şi deci vom exclude din calcul şi lucrările *(4)* şi *(5)*.

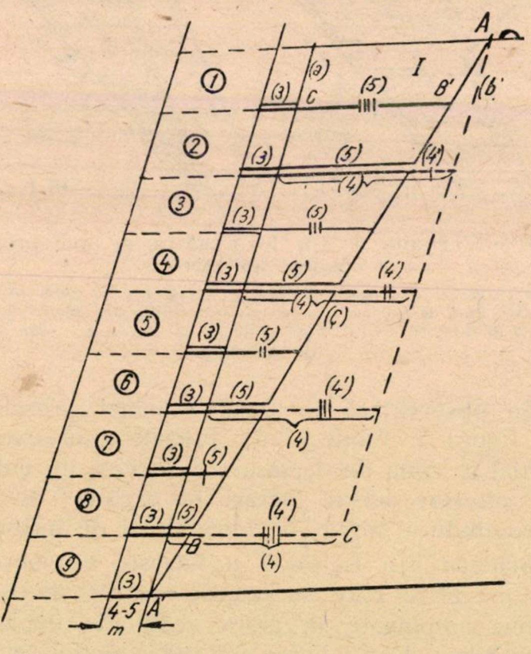


Fig 4. Suprapunerea lucrărilor de pregătire şi atac de la variantele *I* şi *II*, în vederea comparării (în calcule cifra care indică lucrările orizontale *4* şi *5* va fi efectuată de un indice de la 1 la 9 care reprezintă numărul de ordine al feliei).

Lungimea fiecărei galerii de felie din varianta a II-a, notată cu *b* în figura 1 *b*, poate fi stabilită pe cale grafică sau pe cale analitică, prin următoarele relaţii:

$$l = (h - nh_f)\left(\frac{1}{\operatorname{tg}\gamma} - \frac{1}{\operatorname{tg}\alpha}\right) \tag{2}$$

sau

$$l = x\left(1 - \frac{nh_f}{h}\right), \tag{3}$$

unde:

h reprezintă înălţimea unei felii, m;

n — numărul de ordine al feliilor.

Relaţia (2) se bazează pe relaţia (1), iar relaţia (3) pe asemănarea a două triunghiuri.

Calcularea lungimii galeriilor de felie este necesară pentru stabilirea lungimilor de transport la varianta a II-a şi pentru cazul cînd schema de pregătire este diferită de cea din figura 2 (de exemplu săparea baionetei va începe la felia 3, iar apoi la felia 5 şi 7) în care caz între lungimile lucrărilor orizontale va fi diferenţa între cele două variante.

Lungimea suitorilor *(a)*, *(b)* şi *(c)* poate fi stabilită grafic sau prin următoarele relaţii:

$$(a) = \frac{h}{\sin\alpha}, \tag{4}$$

$$(b) = \frac{h}{\sin\alpha} - 2\frac{h_f}{\sin\alpha}, \tag{5}$$

$$(c) = \frac{h}{\sin\gamma}. \tag{6}$$

Deoarece suitorul *(b)* se sapă pînă la nivelul tavanului 7 sau 9, din lungimea suitorului *(a)* se scade o lungime corespunzătoare a 1—3 felii, în medie 2 felii.

Diferenţa între volumul lucrărilor de săpare şi a costurilor corespunzătoare rezultă din tabela 1.

Tabela 1

Varianta, simbolul şi denumirea lucrării	UM	Volumul lucrării exprimat în m sau bucăţi	Preţ unitar	Costul total, lei
Varianta I				
(2) Racorduri	buc.	4	C_1	$4C_1$
(6) Atacări	buc.	4	C_2	$4C_2$
(*a*) Suitor iniţial	m	$\frac{h}{\sin\alpha}$	K_2	$\frac{hK_2}{\sin\alpha}$
(*b*) Suitor suplimentar	m	$\frac{1}{\sin\alpha}(h\text{-}2.h_f)$	K_2	$\frac{K_2}{\sin\alpha}(h - 2h_f)$
Varianta a II-a				
(*c*) Suitor în culcuş	m	$\frac{h}{\sin\gamma}$	K_2	$\frac{hK_2}{\sin\gamma}$

Varianta a II-a este mai economică decît varianta I cînd:

$$\frac{hK_2}{\sin\gamma} < 4(C_1+C_2) + \frac{hK_2}{\sin\alpha} + \frac{K_2}{\sin\alpha}(h-2h_f). \quad (7)$$

Diferența între cei doi membrii ai inegalității de mai sus ne dă economia, respectiv pierderea în cazul unei variante față de alta. Aceasta se poate vedea în relația (8):

$$E = 4(C_1 + C_2) + K_2\left(\frac{2h - 2h_f}{\sin\alpha} - \frac{h}{\sin\gamma}\right). \quad (8)$$

În vederea efectuării unui exemplu de calcul se adoptă următoarele valori:

h = 33 m
γ = 50°
h_f = 3,6 m
$2h_f$ = numărul de felii pentru care nu se sapă suitorul *(b)* în varianta I.

K_2 = 1 100 lei/m
C_1 = 1 200 lei/buc.
C_2 = 1 500 lei/buc.
α = 50° — 90°

Introducînd valorile menționate și făcînd diferența între cei doi membri ai inegalității (8) obținem, în funcție de înclinarea stratului, următoarele economii la săparea lucrărilor de pregătire în varianta a II-a față de varianta I-a.

Valoarea unghiului α	50°	60°	70°	80°	90°
Valoarea economiilor pentru un panou dintre două orizonturi, lei	83 500	73 500	69 500	66 500	65 700
Economiile rezultate considerînd o producție de 40 000t pe panou, lei/t	2,09	1,84	1,74	1,66	1,39

2. Calculul economiilor la întreținerea lucrărilor de pregătire

În cazul variantei I se întrețin: suitorul *(a)* și suitorul *(b)*, iar în cazul variantei a II-a se întrețin: suitorul *(a)* pe toată lungimea lui și galeriile de felie săpate în plus.

Suitorii *(a)* și *(b)* au o lungime de întreținere variabilă, pe măsură ce frontul de abataj coboară pe verticală. Suitorul *(c)*, în perioada de sfîrșit a exploatării, se va întreține probabil mai greu ca suitorul *(b)*. Întreținerea galeriilor de felie săpate în plus se poate neglija. S-au efectuat calcule și s-a constatat că întreținerea lor se ridică la numai 320 lei pentru întreg panoul.

Adoptînd în calcule cifra calculată cu relațiile lui G. I. Goihman [4] de 100 lei/m și an, pentru condiții din cele mai grele și folosind date din practica Văii Jiului privind viteza de coborîre pe verticală a frontului de abataj, s-au stabilit următoarele valori ale lucrărilor de întreținere a suitorilor pentru cele două variante:

Varianta I — 16 500 lei pe panou sau 0,41 lei/t extrasă;

Varianta a II-a — 20 000 lei pe panou sau 0,50 lei/t extrasă.

3. Calculul economiilor la transportul pe galeriile de felii

Deși în varianta I lungimile pe care se transportă lemnul sînt cu ceva mai mari, în calcul acest lucru se va neglija. Se va lua însă în considerare creșterea lungimii pe care se face transportul producției de cărbune, în ipoteza că în acest scop sînt utilizate transportoare cu raclete. Din calculele efectuate pentru cazul cel mai defavorabil s-a constatat că transportul se scumpește în varianta a II-a cu 1 800 lei, ceea ce revine la 0,05 lei/t.

La efectuarea calculelor s-a avut în vedere și faptul că în varianta a II-a, datorită distanțelor mai lungi față de abataj, pentru feliile 1, 2, 3 și 4, este necesar să se plaseze un mecanic (manipulant) pentru supravegherea transportorului.

Concluzii

Amplasarea lucrărilor de pregătire conform schemei din varianta a II-a, considerînd rezerva unui panou de 40 000 t, prezintă față de amplasamentul din varianta I, în funcție de înclinarea stratului, următoarele economii:

Valoarea unghiului α	50°	60°	70°	80°	90°
Economii, lei/t	1,95	1,70	1,60	1,52	1,25

Dacă ținem seamă că aproape 50% din producția din Valea Jiului se obține în condițiile arătate, rezultă că generalizarea aplicării schemei din varianta a II-a aduce economii importante la înclinări de 50—60°, care sînt întîlnite frecvent.

BIBLIOGRAFIE

[1] Starikov, N. A.: *Vskrîtie rudnîh mestorojdenii, Metallurgizdat,* 1951.

[2] Țimbarevici, P. M.: *Contribuții la teoria fenomenelor dinamice care au loc în frontul de lucru.* Izvestia Akademii Nauk S.S.S.R., Secția științe tehnice, nr. 5, 1953, p. 752—762.

[3] Covaci, St. *Exploatări miniere. VII* E.D.P., București, 1962.

[4] Goihman, G. I. ș.a. *Zadacinik po podzemnoi razrabotke ugolnîh mestorojdenii.* Ugletehizdat, Moskva, 1958.

[5] Niederhofer, G.: *Metoda pentru antecalcularea tasărilor de teren deasupra abatajelor în strate subverticale.* Mitt. Markscheid, nr. 2, 1962.

NOTE

Situaţia actuală în prelucrarea minereurilor uranifere

Ing. S. Tătaru

În ultimii 15—20 de ani extracţia uraniului a cunoscut o dezvoltare deosebit de largă. La nivelul anului 1961—1962 în diverse ţări capitaliste funcţionau circa 80 uzine care prelucrau aproximativ 50 milioane tone minereu uranifer anual cu un conţinut mediu de circa 0,1% U. În funcţie de condiţiile locale, aceste uzine folosesc diverse procedee tehnologice bazate pe principii cunoscute anterior în tehnologia metalelor neferoase, preţioase sau rare, precum şi procedee noi deosebit de eficace ca de exemplu schimbul ionic, extracţia cu solvenţi şi într-o măsură mai mică concentrarea radiometrică, procedee care au fost folosite pentru prima oară în industria uraniului şi care încep să cîştige teren şi în tehnologia altor metale rare, preţioase sau neferoase.

Orice schemă tehnologică de prelucrare a minereurilor uranifere, la nivelul actual al tehnicii, cuprinde următoarele stadii : leşiere, recuperarea uraniului din soluţie sau tulbureală şi precipitarea unui concentrat chimic cu un conţinut de 40—75% U, propice prelucrării ulterioare, pirometalurgice, la uraniu metalic.

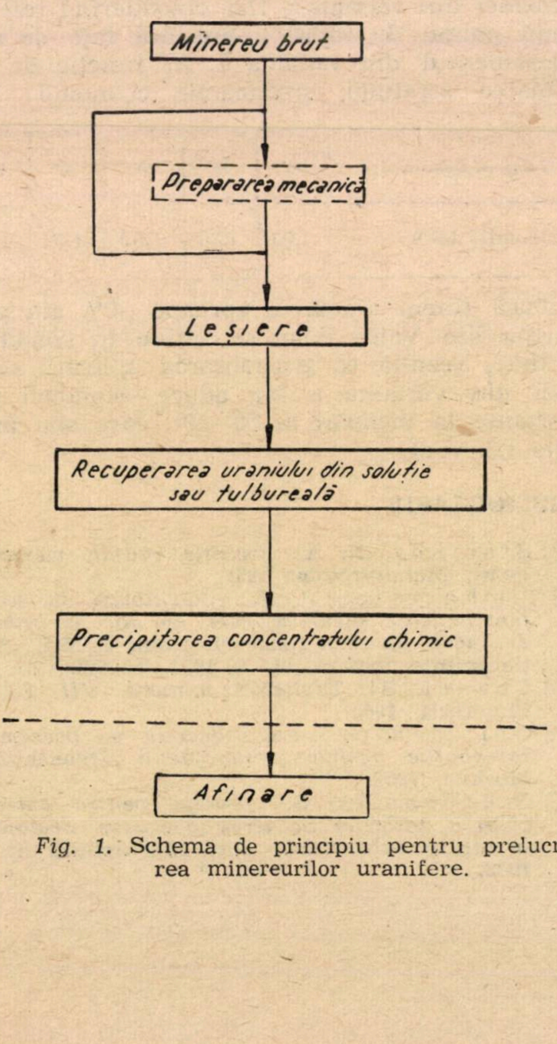

Minereu brut
Prepararea mecanică
Leşiere
Recuperarea uraniului din soluţie sau tulbureală
Precipitarea concentratului chimic
Afinare

Fig. 1. Schema de principiu pentru prelucrarea minereurilor uranifere.

Uneori, atunci cînd minereul exploatat se pretează, la începutul procesului tehnologic se introduce, ca stadiu independent, prepararea mecanică sau radiometrică cu obţinerea unor preconcentrate care sînt supuse apoi prelucrării hidrometalurgice în mod obişnuit (fig. 1).

Trebuie remarcat că în practica mondială schema de principiu prezentată în figura 1 cu diferite variante este utilizată cu precădere, considerîndu-se avantajos a se transporta un concentrat chimic cu 70% U, mai puţin toxic decît minereul din care a fost obţinut, urmînd ca la o uzină pirometalurgică să fie prelucrate concentratele chimice obţinute la diverse uzine hidrometalurgice.

Generalităţi asupra rezervelor şi producţiei de uraniu în ţările capitaliste

Industria uraniului din ţările capitaliste constituie una din principalele ramuri ale industriei extractive legată direct de cursa înarmărilor. Din această cauză apare logic faptul că Statele Unite este cel mai mare producător de uraniu din ţările capitaliste, deşi în ce priveşte rezervele de minereu această ţară se găseşte pe locul trei, în lumea capitalistă. Principalii furnizori de concentrate uranifere pentru S.U.A. sînt Canada, Republica Sud-Africană şi Australia. În tabelele 1 şi 2 se dau rezervele şi producţia de uraniu în principalele ţări capitaliste producătoare de uraniu.

Tabela 1

Rezervele de minereuri uranifere în ţările capitaliste

Ţara	Rezerve explorate, mil. t	Conţinutul de uraniu,	
		%	mii
Canada	342	0,085	280,4
Republica Sud-Africană	1 000	0,026	260
Statele Unite	80,5	0,24	193
Franţa		0,17	50—100
India	14,2	0,26	36,9
Australia	9,1	0,13	11,8
Congo	1,8	0,26	4,7
Italia	2,7	0,17	4,6
Spania		0,64	1,7—4
Japonia	1,4	0,06	0,84
Argentina	0,24	0,1	0,24
R. F. Germană	1	0,1	1
Anglia		0,05—0,1	0,1—1
Finlanda	0,1	0,17	0,17
Portugalia		0,3—5	3—8
Maroc		0,043	3,8
Suedia		0,01—0,03	100

Tabela 2

Producția de uraniu în țările capitaliste

Țara	Uraniu produs, t			
	1956	1957	1958	1959
S.U.A.	3 250	5 850	7 900	12 360
Canada	1 600	4 590	9 470	11 130
Republica Sud-Africană	3 050	3 990	4 360	4 770
Congo	770	1 160	1 640	1 540
Australia	230	350	770	1 080
Franța		270	630	760
Alte țări	1 120	600	670	760
	10 020	16 810	25 440	32 400

Referitor la datele cuprinse în tabelele 1 și 2 trebuie remarcat următoarele :

1. Pînă în deceniul trecut, proporția cea mai mare a rezervelor era dată de minereurile din zăcămintele hidrotermale (~ 92%), ulterior această proporție s-a modificat în folosul zăcămintelor sedimentare (conglomerate în Canada și Africa de Sud, gresii în S.U.A.).

2. Republica Sud-Africană prelucrează minereuri cu conținut deosebit de redus (0,03%) în condiții de rentabilitate ridicată, din cauza extragerii concomitente a aurului.

3. Se consideră rentabile minereurile care permit vînzarea cu profit a concentratelor chimice la prețul de 24—29 $/kg uraniu în concentrat.

4. În momentul de față se consideră economic avantajoasă prelucrarea minereurilor uranifere proprii, avînd un conținut de uraniu de 0,07—0,1%, iar în cazul folosirii complexe a minereurilor — la un conținut de uraniu de 0,01—0,02% [3]. Observația este valabilă pentru furnizorii care vînd concentratele la prețurile indicate la punctul 3.

Trebuie remarcată tendința de scădere a prețurilor uraniului în concentratele chimice pe piața capitalistă [4], tendință legată probabil de producția ridicată și prețurile deosebit de avantajoase existente anterior.

Tabela 3

Variația prețurilor uraniului în concentrate chimice pe piața capitalistă

Anul	Prețul		Diferența, %
	$/Ib U_3O_8	$/kg U	
1949	8,53	22,18	0
1950	8,92	23,2	104,6
1951	10,01	26,02	117,4
1952	11,19	29,6	131,2
1953	12,30	31,98	144,2
1954	12,25	31,85	143,6
1955	12,51	32,52	146,7
1956	11,63	29,24	136,3
1957	10,53	27,38	123,4
1958	9,57	24,88	112,2
1959	9,25	24,05	108,4

Prelucrarea minereurilor uranifere cu obținere de concentrate chimice

Așa cum s-a arătat produsul final al prelucrării materiei prime minerale îl constituie concentratul chimic, din care apoi prin afinare pirometalurgică se obține uraniul metalic. Concentratul chimic, în funcție de reactivul folosit pentru precipitare, poate fi un oxid, cel mai frecvent U_3O_8, diurantul de amoniu $N(H_4)_2$ U_2O_7, diurantul de sodiu $Na_2U_2O_7$, diurantul de calciu Ca U_2O_7 sau de magneziu Mg U_2O_7.

Prepararea mecanică a minereurilor uranifere

Prepararea mecanică are o importanță secundară în prelucrarea minereurilor uranifere întrucît flotația, cel mai răspîndit procedeu de preparare mecanică, este puțin utilizabilă (mineralele de uraniu, cu excepția cîtorva, nefiind în general flotabile).

Metodele de preparare sînt folosite însă în tehnologia uraniului în următoarele trei scopuri :

1. Pentru o preconcentrare prin eliminarea unei părți din steril reducînd astfel masa de minereu care intră în prelucrarea hidrometalurgică și reducînd în mod corespunzător volumul investițiilor și consumul de reactivi. O asemenea preconcentrare se poate efectua fie prin concentrare radiometrică, fie prin procedee gravitaționale sau altele și se consideră acceptabilă din punct de vedere economic cînd nu duce la pierderi de uraniu de peste 15%. Preconcentrarea este foarte avantajoasă mai ales în cazurile unor minereuri greu solubile în acizi (titano-tantalo-niobați).

2. Pentru separarea minereului inițial în două sau mai multe fracțiuni care să fie tratate ulterior prin procedee chimice diferite, de exemplu pentru separarea unei fracțiuni carbonatate care urmează să fie leșiată cu sodă și a unei fracțiuni silicioase ce urmează să fie leșiată cu acid. În același fel pot fi separate unele elemente a căror prezență în soluție ar putea dăuna proceselor ulterioare : îngroșarea, filtrarea, schimbul ionic, precipitarea etc.

3. Pentru separarea unor elemente însoțitoare în vederea extragerii lor, de exemplu separarea prin flotație a aurului și piritei (Republica Sud-Africană), a cobaltului și nichelului (Congo), cuprului (Canada).

Dintre procedeele de preparare mecanică concentrarea radiometrică, specifică pentru minereurile de uraniu, a căpătat o răspîndire foarte largă, ea fiind însă aplicabilă doar pentru minereurile „contraste“ adică cele în care uraniul este repartizat neuniform în masa de minereu. În cazurile optime prin concentrare radiometrică se reușește să se scoată 30—40% din steril reducîndu-se astfel cantitatea de minereu ce intră la tratament hidrometalurgic. Concentrarea radiometrică se folosește larg în Canada și Australia pentru minereuri de pechblendă.

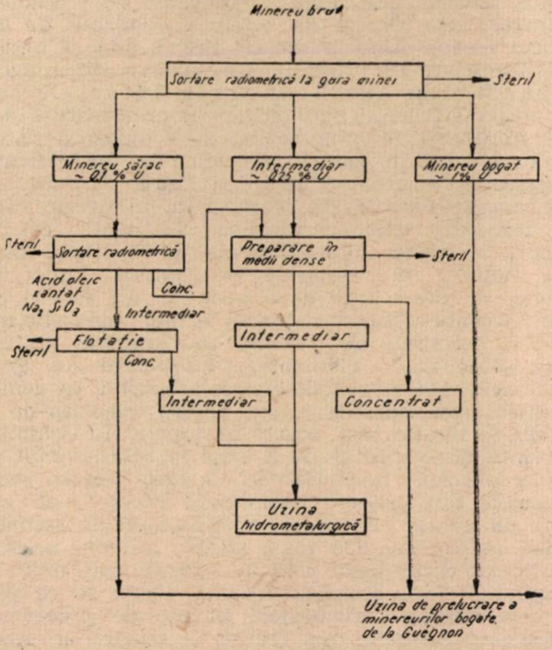


Fig. 2. Schema tehnologică a secției de preparare mecanică a fabricii Bois-Noir (Franța).

Concentrarea în medii dense are o răspîndire redusă — se folosește în special pentru minereurile nu prea fin concrescute (Franța, Australia).

Procedeele gravitaționale (zețaj sau mese) sînt de asemenea rar întîlnite, întrucît minereurile uranifere au tendința de a forma șlamuri. Există însă un caz (Port-Radium, Canada) cînd minereuri de pechblendă sînt preparate prin zețaj cu obținerea de concentrate cu 10% U_3O_8 la extracții în metal de ordinul 75%.

În afara cazurilor de flotație a elementelor însoțitoare din minereurile de uraniu, care se întîlnește relativ frecvent, există un caz de preparare a minereurilor de uraniu prin flotație directă și anume uzinele din Franța unde este flotat un fosfat de uraniu și plumb, parsonsitul 2 $PbO.UO_3.\ P_2O_5.H_2O$ cu ajutorul acidului oleic în amestec cu acizi grași superiori. Extracția în metal constituie în acest caz 80% iar gradul de îmbogățire este de 60. Acesta este singurul caz cunoscut cînd prin flotație se obțin sterile ce se pot arunca, lucru care se poate explica prin conținutul redus de uraniu în minereul inițial (0,15—0,2% U). În figura 2 se dă schema secției de preparare a uzinei Bois-Noir (Franța) care folosește prepararea prin procedee mecanice.

Hidrometalurgia uraniului

A. Leșierea — Problema tehnologică care stă în fața hidrometalurgiei uraniului constă în descompunerea minereurilor sau a preconcentratelor cu separarea ulterioară a unei combinații chimice suficient de pură pentru a putea fi supusă afinării. Deși există un număr foarte mare de tipuri de minerale și minereuri uranifere ele pot fi descompuse cu ajutorul uneia din cele două metode folosite în mod curent : leșierea acidă sau leșierea alcalină (sodică). Alegerea procedeului acid sau sodic de leșiere depinde în primul rînd de compoziția mineralogică a minereului. Uraniul din zăcămintele primare se găsește, de obicei, sub forma inferioară de valență (IV) care nu se dizolvă în soluții de sodă, în timp ce în minereurile secundare uraniul, găsindu-se parțial sau total oxidat (valența VI) poate fi leșiat atît cu ajutorul agenților acizi cît și cu ajutorul sodei.

Minereurile primare din pegmatite conțin uraniul în combinații chimice cu diverși oxizi insolubili de exemplu cu oxizii elementelor pămînturilor rare, titanului, thoriului etc. Pentru dizolvarea unor asemenea minerale este nevoie de soluții concentrate de acid, atacul alcalin fiind ineficace. Pechblenda și mineralele secundare ale uraniului sînt solubile atît în agenții acizi, cît și în agenții alcalini de leșiere. De aceea la alegerea schemei tehnologice de prelucrare a acestor minereuri se ține seama de compoziția gangăi. În cazul cînd în gangă predomină calcita, dolomita, magnezita, leșierea acidă ar fi legată de consumuri ridicate de reactiv, din care cauză în aceste cazuri se folosește schema alcalină. În toate celelalte cazuri se poate folosi leșierea acidă. Dacă alegerea metodei nu depinde de natura minereului, atunci se ține seama de o serie de alți factori care pot influența costurile și indicii tehnici : prețurile reactivilor, necesarul de oxidant, de materiale anticorosive, solubilizarea elementelor însoțitoare etc. Procedeul acid este mult mai eficace asigurînd, în general, extracții mai mari de uraniu pentru orice tip de minereu la durate mai scurte de leșiere. În schimb el prezintă dezavantajul de a trece în soluție mult mai multe elemente nedorite decît în cazul leșierii sodice, elemente care trebuie îndepărtate într-un mod oarecare din soluție. Procedeul acid necesită de asemenea utilaj anticorosiv. Cu toate acestea leșierea acidă, în particular cu ajutorul acidului sulfuric, este mult mai răspîndită decît leșierea alcalină, lucru ce se poate explica atît prin avantajele tehnice ale procedeului, cît și prin costurile mai reduse ale reactivilor. Acidul sulfuric este agentul de leșiere cel mai ieftin ; folosirea celorlalți agenți de leșiere duce la următoarele costuri relative, în comparație cu acidul sulfuric : H_2SO_4-100, HNO_3-156, HCl-267, Na_2CO_3-150, $NaHCO_3$-198, $(NH_4)_2\ CO_3$-414 (5).

1. Leșierea acidă a minereurilor uranifere. Așa cum s-a arătat acidul sulfuric este agentul de leșiere cel mai folosit în prelucrarea primară a minereurilor uranifere, fiind cel mai ieftin și asigurînd extracții în metal de ordinul 90—99%. Minereurile care conțin uraniul în forma tetravalentă (uraninit, pechblendă) au nevoie de un oxidant pentru a putea fi trecute în soluție. Drept oxidant se folosește piroluzita MnO_2, sau cloratul de sodiu Na ClO_3. În aceste condiții uraniul trece în soluție, consumul de reactiv fiind dat de reacția :

$$U_30_8 + 9\ H_2S0_4 + Mn0_2 = 3U0_2\ S0_4 + MnS0_4 + 4H_20, \text{ sau}$$

$$3U_30_8 + 9H_2S0_4 + NaCl0_3 = 9U0_2S0_4 + NaCl + 9H_20.$$

În afară de uraniu acidul reacționează cu o serie de alte minerale din minereu (sulfuri, carbonați, silicați, oxizi), lucru care poate fi înlăturat într-o măsură mai mare sau mai mică, prin prăjire oxidantă sau clorurantă a minereului brut. Consumul de acid sulfuric poate de asemenea crește din cauza trecerii uraniului nu atît sub forma cationică de sulfat de uranil UO_2SO_4, cît sub forma unor combinații în care radicalul uranil este prins sub forma de anion complex, uranildisulfat $UO_2(SO_4)\,_2^{2-}$ și cel mai frecvent uraniltrisulfat $UO_2(SO_4)\,_4^{3-}$ [6]. În acest caz reacția de leșiere decurge în felul următor :

$$U0_2^{2+} + nS0_4^{2-} = U0_4(S0_4)_n^{2-2n} \qquad n = 1-3$$

Acest lucru prezintă o importanță deosebită pentru prelucrarea ulterioară a soluțiilor obținute.

Procesul de leșiere cu ajutorul acidului sulfuric se conduce în așa fel încît la sfîrșitul leșierii în soluție să existe o concentrație de 3—7 grame/litru (pH = 1—2) pentru a preveni separarea combinațiilor slab solubile ale uraniului din soluție. Pentru minereuri și preconcentrate cu un conținut de 0,35—1,5% U consumul de acid sulfuric variază în mod obișnuit de la 30 la 80 kg pe tona de minereu. Procesul are loc fără încălzire sau cu o încălzire pînă la 40—50°C. Ridicarea temperaturii duce la trecerea în soluție a elementelor însoțitoare în cantități prohibitive și la consumuri ridicate de acid sulfuric.

De obicei leșierea are loc în două sau trei stadii în contracurent : acidul și oxidantul se dau în stadiul doi de leșiere de la care soluția este dirijată la primul stadiu (leșierea neutră), în timp ce reziduul este transportat la haldă, în cazul cînd nu servește pentru extragerea altor elemente. În acest fel se reduce consumul de acid și se obțin soluții mai pure.

Aparatura folosită este foarte diversă. Cel mai frecvent se întîlnesc reactori cu agitație mecanică sau pneumatică. Agitarea cu aer ajută procesului de oxidare a uraniului. Se întîlnește de asemenea leșierea prin percolare. Aparatura folosită pentru leșierea acidă trebuie să fie căptușită cu materiale anticorosive, la fel conductele, pompele, robineții etc.

Pentru minereurile uranifere cu conținut de sulfuri de fier a fost elaborat un procedeu special de leșiere fără consum de acid sulfuric, agentul de leșiere fiind obținut din însăși materia primă, prin prelucrarea tulburelii minerale sub presiune, la 180—200°C cînd sulfurile trec în sulfați și acid sulfuric :

$$2FeS_2 + 70_2 + 2H_20 = 2FeS0_4 + 2H_2S0_4$$

$$2FeS0_4 + H_2S0_4 + 1/20_2 = Fe_2(S0_4)_3 + H_20$$

$$Fe_2(S0_4)_2 + 6H_20 = 2Fe(0H)_3 + 3H_2S0_4.$$

În acest fel un minereu conținînd 0,47% U_3O_8, 3% S, 4% Fe, 52,7% SiO_2 prelucrat la 180° timp de 50 minute la presiunea de 26 atmosfere în autoclave cu funcționare continuă, a dus la extracții de uraniu în soluție de ordinul 95%. Procedeul este folosit în Republica Sud-Africană [7], [8] și [9].

Leșierea cu acid clorhidric se întîlnește deosebit de rar în tehnologia uraniului. Acidul azotic se folosește uneori în amestec cu acidul sulfuric (ca oxidant) iar în cazurile minereurilor bogate, ca agent unic de leșiere.

2. *Leșierea alcalină* a minereurilor uranifere este bazată pe proprietatea soluțiilor apoase ale ionului carbonic de a dizolva uraniul hexavalent cu obținerea unui complex stabil, uraniltricarbonatul, în care uraniul este prins într-un radical anionic:

$$U0_3 + 3Na_2C0_3 + H_20 = Na_4(U0_2/C0_3/_3) + 2Na0H \text{ și}$$
$$U0_3 + 3(NH_4)_2C0_3 + H_20 = (NH_4)_4(U0_2/C0_3/_3) + 2NH_40H$$

Leșierea cu carbonat permite obținerea unor soluții mai pure și simplificarea operațiilor ulterioare de prelucrare a leșiilor uranifere, majoritatea impurităților din minereu neformînd combinații solubile cu anionul carbonic în condițiile date. Aceasta duce la rîndul său la consumuri mici de reactivi. Activitatea redusă a soluțiilor sodice de leșiere face însă ca viteza de dizolvare a uraniului să fie destul de mică și pentru obținerea unor randamente de extracție satisfăcătoare să fie necesare durate îndelungate de leșiere și măcinarea fină a minereului (100—325 ochiuri/țol). Aceste dezavantaje fac ca leșierea alcalină să fie în general mai scumpă decît leșierea cu acid sulfuric și ca ea să aibă o răspîndire mult mai redusă, deși au fost puse la punct procedee de regenerare a sodei din soluțiile mumă de la precipitare [10].

Leșierea cu carbonat de amoniu nu se folosește practic pentru minereuri datorită costului ridicat al reactivului.

3. *Îngroșarea și filtrarea leșiilor uranifere.* Separarea fazelor în tehnologia uraniului a fost încercată cu ajutorul tuturor procedeelor cunoscute în hidrometalurgia altor metale. Eficacitatea separării a depins de natura leșiilor și rezultatele, în general nesatisfăcătoare, au condus la elaborarea unor procedee originale de recuperare a metalului direct din tulbureală.

Separarea solidului în ciclul de leșiere și de pregătire a tulburelii se practică cu mult succes cu ajutorul hidrocicloanelor.

Leșiile acide sînt clasate de obicei cu ajutorul clasoarelor cu spirale, nisipul steril fiind aruncat după o prealabilă diluare și clasare sau spălare în îngroșătoare după procedeul în contracurent. Revărsarea clasoarelor conținînd clasele fine decantează de obicei greu și creează dificultăți la filtrare. Aceste operații sînt considerabil îmbunătățite în cazul prăjirii prealabile a minereului brut. Întrucît însă minereurile sînt de obicei sărace, volumul lor este foarte mare, lucru care ridică mult costul prăjirii. Din această cauză s-a renunțat la prăjirea prealabilă iar pentru îmbunătățirea operațiilor de îngroșare-filtrare se folosesc o serie de floculanți. Necesitatea utilizării unor instalații antiacide face ca operațiile de limpezire în tehnologia uraniului să fie deosebit de costisitoare.

Decantarea se face de obicei în îngroșătoare cu unul sau mai multe etaje, după procedeul în contracurent, urmată de filtrarea cu ajutorul filtrelor cu tambur prevăzute cu pînză de filtrare din fibre sintetice. Limpezirea se face cu ajutorul filtrelor presă. Practica industriei mondiale a uraniului cunoaște însă un singur caz cînd filtrarea leșiilor acide în cantități mari are loc în condiții bune: în Republica Sud-Africană.

Tulbureala obținută în ciclul de leșiere alcalină filtrează mai greu decît tulbureala acidă, datorită în particular măcinării mai fine a minereului.

Greutățile întîlnite în separarea fazelor în urma leșierii minereurilor uranifere, au dus la elaborarea unor procedee de extracție a uraniului direct din tulbureală.

B. Recuperarea uraniului din soluțiile sau tulbureala obținută în urma leșierii. Soluțiile obținute în urma leșierii conțin, în funcție de calitatea minereului prelucrat, 0,5—2 grame/litru uraniu și o serie de impurități al căror conținut depășește cu mult conținutul de uraniu: sulfații de fier, aluminiu, cupru, nichel, precum și sulfații solubili ai altor metale și excesul de acid sulfuric nereacționat. Uraniul este recuperat din aceste soluții cu ajutorul unuia din următoarele procedee: precipitarea direct cu ajutorul unor reactivi chimici, sorbția pe rășini schimbătoare de ioni sau extracția cu ajutorul solvenților organici.

1. *Precipitarea chimică a uraniului* a constituit pînă prin 1950 singurul mijloc de recuperare a uraniului din leșiile limpezite. În momentul de față acest procedeu se folosește numai pentru leșiile sodice, din cauza consumului ridicat de alcalii pentru precipitarea diurantului din soluțiile acide.

Precipitarea diurantului de sodiu din soluțiile de tricarbonat se poate face prin adaos de hidroxid de sodiu pînă la $pH \sim 11$:

$$2Na_4(U0_2(C0_3)_3) + 6Na0H = Na_2U_20_7 + 6Na_2C0_3 + 3H_20.$$

După cum reiese din reacția de mai sus filtratul va conține carbonat de sodiu. Din această cauză el este recircuitat la leșiere. Excesul de sodă caustică (~ 5 g/l) este de asemenea transformat în carbonat de sodiu prin barbotare de gaze de ardere: $2NaOH + CO_2 = Na_2CO_3 +$

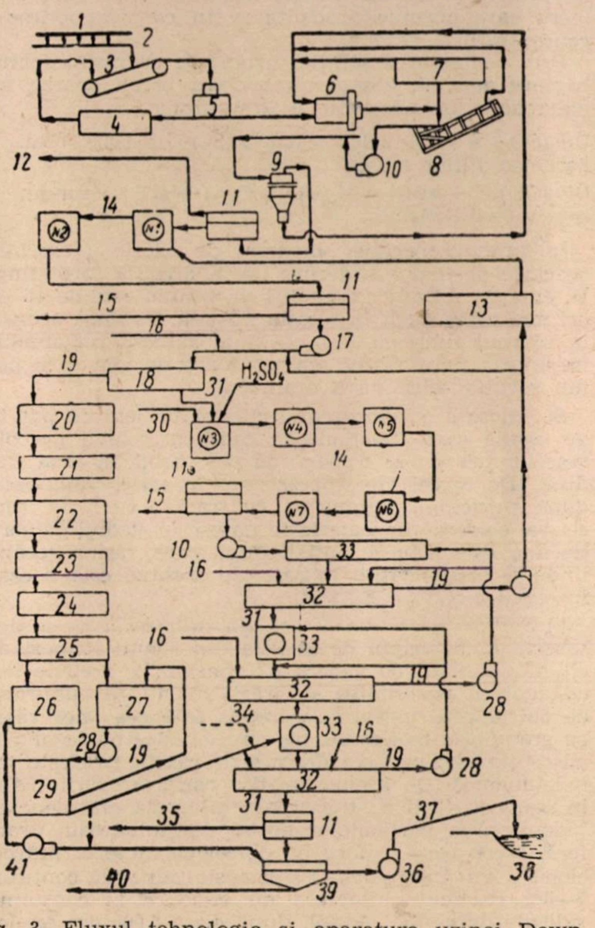


Fig. 3. Fluxul tehnologic și aparatura uzinei Down Mining (S.U.A.) folosind leșierea acidă urmată de adsorbția pe ioniți din soluții limpezi:

1 — silozuri (5×315 t); *2* și *3* — transportoare; *4* — separator de probe; *5* — cîntar automat; *6* — moară cu bile (Ø 2,1×1,5 m); *7* — rezervor pentru apă caldă; *8* — clasor; *9* — hidrociclon, Ø 250 mm; *10* — pompă centrifugă; 11 — separatoare pentru probe; *12* — proba de minereu-intrare; *13* — schimbător de căldură; *14* — tancuri pentru leșiere (4,9×4,9 m); *15* — probe la analiză; *16* — adăugare de floculant (Dow Separan); *17* — pompă centrifugă; *18* — îngroșător nr. 1, Ø 18,3 m; *19* — revărsare; *20* — rezervor pentru tulbureală; *21* — tanc pentru limpezire; *22* — rezervor pentru soluții limpezi; *23*, *24* și *25* — coloane pentru schimb ionic pe rășina Amberlite IRA-400; *26* — rezervor pentru soluțiile cu conținut ridicat de ion azotat; *27* — rezervor pentru soluțiile sărace în ion azotat; *28* — pompe centrifuge; *29* — rezervor cu nivel constant; *30* — abur; *31* — tulbureală îngroșată; *32* — îngroșătoare, Ø 18,8 m; *33* — tanc pentru rediluare; *34* — apă; *35* — proba de steril la analiză; *36* — pompă centrifugă; *37* — conductă de lemn; *38* — haldă steril; *39* — jomp; *40* — proba generală de steril la analiză; *41* — pompă centrifugă.

H_2O, lucru care mărește conținutul de agent de leșiere în soluție reciclată.

Prin distrugerea complexului uraniltricarbonat cu acid sulfuric și ajustarea pH-ului pînă la valoarea 6 precipită hidroxidul de uranil $UO_2(OH)_2$. Acest procedeu, deși conduce la randamente de precipitare mai mari, nu este răspîndit din cauza folosirii iraționale a reactivilor.

2. *Recuperarea uraniului cu ajutorul rășinilor schimbătoare de ioni*

a) *Adsorbția uraniului din soluții limpezi* pe rășinile schimbătoare de ioni nu mai prezintă astăzi dificultăți tehnice deși procedeul este cunoscut doar din 1952. Principalele avantaje ale schimbului ionic sînt următoarele : permite separarea suficient de selectivă a uraniului din soluție sau tulbureală și conduce la o îmbogățire a lui în soluția obținută după desorbție, lucru care permite precipitarea în condiții optime a concentratului chimic.

Prin contactarea soluției uranifere cu rășini schimbătoare de ioni, într-o coloană sau în alt aparat, are loc reacția de adsorbție a uraniului :

$UO_2(SO_4)_3{}^{4-}_{3} + 4RCl = R_4UO_2(SO_4)_3 + 4Cl^-$, sau în cazul soluțiilor sodice :

$UO_2(CO)^{4-} + 4RCl = R_4(UO_2/CO_{3}/_{3}) + 4Cl-$, unde R este matrița rășinii.

În timpul operației inverse de eluție (desorbție) reacțiile de mai sus decurg de la dreapta spre stînga. În eluatul obținut conținutul de uraniu este de 15—20 ori mai mare decît în soluția inițială. Pe lîngă aceasta, în ultimul timp au fost obținute succese remarcabile în sinteza unor rășini schimbătoare de ioni care permit sorbția selectivă a uraniului.

Se folosesc coloane schimbătoare de ioni cu pat fix de rășină care funcționează după principiul percolatoarelor precum și coloane cu pat mobil, în strat fluidizat. De obicei ele sînt așezate în serie, funcționînd după principiul curenților contrari. Astfel, în timp ce trei coloane din baterie se găsesc în stadiul de sorbție una este supusă eluției, după care, rășina recăpătîndu-și proprietățile inițiale de sorbție, este așezată în capul ciclului de sorbție.

b) *Sorbția uraniului direct din tulbureală* nu se deosebește în principiu de sorbția din soluții limpezi decît din punctul de vedere al aparaturii. Trebuie însă adăugat că necesitatea separării rășinii de tulbureală, de obicei prin ciuruire, a impus folosirea unor rășini cu granulație mai mare, pe care cinetica procesului de adsorbție este mai rea (durata de reacționare este mai îndelungată). De asemenea, din cauza erodării rășinii în urma agitării cu tulbureala minerală este necesară îndepărtarea particulelor grobe din tulbureala uraniferă, lucru care se face de obicei cu ajutorul hidrociclonării sau îngroșării. O suspensie minerală conținînd 7—8% particule minerale nu conduce la consumuri ridicate de rășină. Astfel, după circa 8 000 ore exploatare în condițiile unei tulbureli silicatate nu s-au observat reduceri apreciabile a cantității de rășină datorită erodării și nici pierderi a capacității de schimb. Un pericol deosebit pentru rășină îl constituie prezența în faza lichidă a unor substanțe cu afinitate mare față de ea care adsorb ireversibil, putînd conduce la „otrăvirea“ rășinii, cînd aceasta își pierde total sau parțial capacitatea de schimb.

Rășina saturată cu uraniu este separată din tulbureală și supusă eluției ca și în condițiile sorbției din soluții. Din eluat este precipitat apoi concentratul chimic.

c. *Extracția cu solvenți organici* se folosește atît pentru separarea uraniului din soluțiile limpezi obținute în urma leșierii, cît și pentru purificarea diferitelor combinații chimice ale uraniului. Se practică de obicei din mediu acid, principiul metodei fiind bazat pe proprietatea unor solvenți organici de a adsorbi selectiv uraniul din soluții și de a-l ceda ușor după saturare în timpul procesului de reextracție cu ajutorul unei soluții apoase slab acidulate. Dintre solvenții organici folosiți o răspîndire largă au căpătat unii eteri ai acidului fosforic (tributilfosfatul) și unele alchilamine (triizooctilamina).

Printre avantajele solvenților organici trebuie amintită posibilitatea lor de a extrage uraniul din soluții de natură variată, regenerarea lor ușoară, selectivă față de uraniu, posibilitatea de a realiza cu ușurință scheme tehnologice deosebit de variate, în particular scheme continue în contracurenți ș.a. În comparație cu rășinile schimbătoare de ioni, solvenții organici prezintă dezavantajul de a nu fi capabili să adsoarbă uraniul din soluții de concentrație foarte mică și de a conduce la pierderi sensibile de solvenți și de uraniu prin antrenare în soluția sterilă.

În principiu solvenții organici folosiți în industria uraniului sînt schimbători de ioni lichizi. Aparatura folosită o constituie, din această cauză, tot coloanele de adsorbție modificate în funcție de condițiile locale.

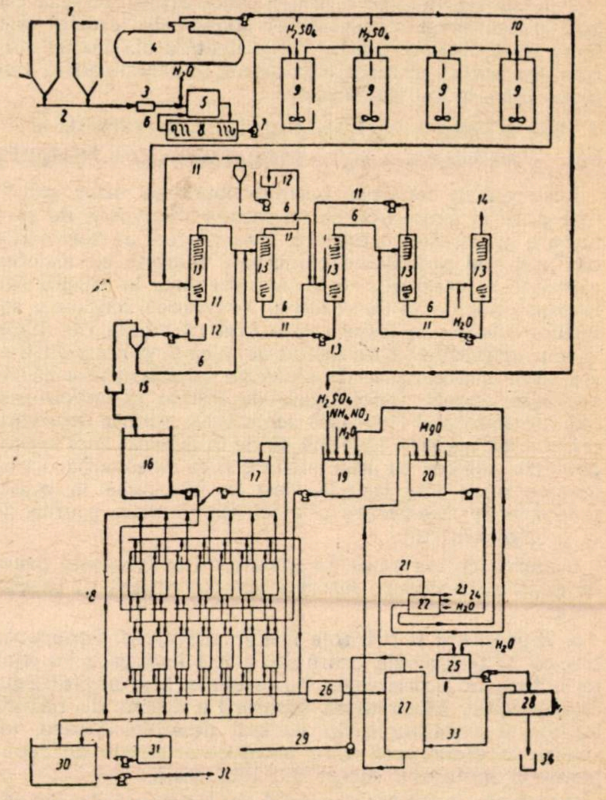


Fig. 4. Fluxul tehnologic și aparatura uzinei Edgemont (S.U.A.) folosind leșierea acidă urmată de adsorbția pe rășina Permutit 8 K direct din tulbureală :

1 — silozuri pentru minereul brut ; *2* — transportoare cu benzi ; *3* — cîntar automat ; *4* — rezervor pentru acid sulfuric, $V = 115$ m^3 ; *5* — moară cu bare (Ø 1,22×2,44 m) ; *6* — refuzul clasorului ; *7* — pompă ; *8* — clasor spiral, Ø 1040 mm ; *9* — tancuri pentru leșiere (4,3× 4,3 m) ; *10* — pulbere de fier ; *11* — tulbureală ; *12* — jomp ; *13* — clasoare cu spirală (Ø 0,76×4,28 m) ; *14* — refuzul la haldă ; *15* — ciur, Ø 0,25 mm ; *16* — vas colector (6,4×6,4 m) ; *17* — rezervor intermediar (2,7×3,7 m); *18* — vane pentru adsorbție din tulbureală cu cîte două conteinere fiecare ; *19* — rezervoare pentru agentul de eluție ; *20* — vase de precipitare ; *21* — precipitatul — concentratul chimic de uraniu ; *22* — filtru-presă ; *23* — aer ; *24* — abur ; *25* — tulbureala conținînd precipitat de uraniu ; *26* — filtru presă pentru limpezire ; *27* — cameră pentru captarea pulberii uranifere ; *28* — tambur pentru desecare ; *29* — gaze aruncate în atmosferă ; *30* — tanc pentru neutralizarea tulburelii sterile ; *31* — rezervor pentru laptele de var ; *32* — tulbureala la halda de steril ; *33* — pulbere de concentrat uranifer ; *34* — încărcarea concentratului în canistre.

Se consideră că recuperarea uraniului cu ajutorul solvenţilor organici este mai economică decît precipitarea chimică, dar că deocamdată este mai costisitoare decît recuperarea cu ajutorul răşinilor schimbătoare de ioni. Extracţia cu solvenţi organici are o pondere apreciabilă în industria uraniului din S.U.A. (circa 30% din producţia de uraniu), în celelalte ţări avînd o importanţă secundară.

C. Precipitarea concentratului chimic de uraniu. Produsul-marfă al uzinelor de prelucrare primară a minereurilor uranifere îl constituie concentratul chimic care este o combinaţie chimică a uraniului, cel mai frecvent diurantul de sodiu mai rar diurantul de amoniu sau de calciu. În unele cazuri prin calcinarea diurantului de amoniu se obţine un oxid — U_3O_8 pechblenda sintetică. S-a arătat mai sus modul de precipitare a diurantului şi a hidroxidului de uranil din soluţiile sodice. Uneori soluţiile acide, înainte de precipitare, sînt supuse unei purificări suplimentare care se practică cel mai frecvent cu ajutorul carbonatului de amoniu sau al solvenţilor organici. Din soluţiile acide astfel purificate, este precipitat diurantul, care apoi este filtrat, ambalat şi livrat pentru afinare. Într-un singur caz (Republica Sud-Africană) se livrează uzinei de prelucrare nu concentratul pulbere ci tulbureala conţinînd acest concentrat în cisterne. În acest fel, la uzinele hidrometalurgice care furnizează acest concentrat, au fost realizate oarecare economii şi s-au creat condiţii de lucru mai sănătoase.

Uneori diuranatul de amoniu este supus calcinării la 800°C în cuptoare rotative pentru obţinerea oxidului urano-uranic:

$$3(NH_4)_2U_2O_7 + 2H_2 = 2U_3O_8 + 6NH_3 + 5H_2O.$$

Încercări speciale au fost făcute pentru reducerea uraniului în timpul calcinării pînă la valenţa IV cu obţinerea bioxidului de uranil UO_2, care este mai bogat în uraniu, ieftinind astfel cheltuielile specifice de transport şi care este mult mai adecvat prelucrării ulterioare.

D. Utilizarea complexă a minereurilor uranifere. Din cele de mai sus reiese că minereurile uranifere au un conţinut redus de uraniu, iar prelucrarea lor este complicată şi costisitoare. Din această cauză valorificarea complexă a lor prezintă un interes economic deosebit şi ea constituie obiectul unor cercetări intense. Elementele însoţitoare din minereurile uranifere sînt totdeauna extrase. Dintre acestea, cuprul se extrage în minereurile din zăcămîntul Eldorado prin flotare la fabrica de la Port-Radium în Canada şi la Rum Jungle în Australia. Cobaltul şi nichelul sînt extrase prin flotare din rezidiile leşierii din minereurile de Shinkolobve din Congo. Succese spectaculoase au fost obţinute în prelucrarea complexă a conglomeratelor de la Witwatersrand din care se extrage pe lîngă uraniu, aurul şi pirita, ultima fiind folosită pentru obţinerea acidului sulfuric, agentul de leşiere. Fabricile de prelucrare primară a minereurilor de carnotită de pe platoul Colorado (S.U.A.) sînt prevăzute cu instalaţii pentru extragerea vanadiului. Extragerea concomitentă a elementelor însoţitoare reduce limita inferioară a conţinutului de uraniu în minereu pentru prelucrarea lui în condiţii avantajoase.

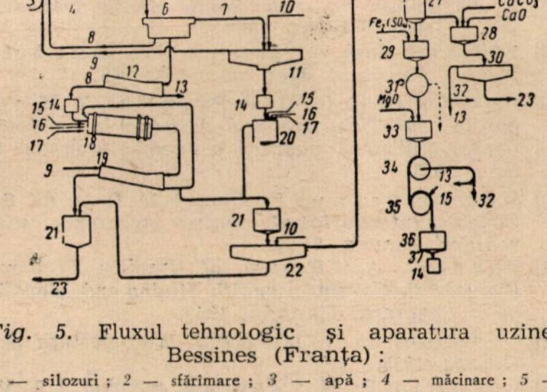


Fig. 5. Fluxul tehnologic şi aparatura uzinei Bessines (Franţa):

1 — silozuri; *2* — sfărîmare; *3* — apă; *4* — măcinare; *5* — tulbureala din secţia sfărîmare; *6* — clasor hidraulic; *7* — revărsare; *8* — refuz; *9* — apă; *10* — floculant; *11* — ingroşarea tulburelii minerale; *12* — clasor; *13* — recircuitare; *14* — separator probe; *15* — abur, *16* — acid sulfuric; *17* — oxidant; *18* — leşierea fracţiei grobe în moară; *19* — spălarea rezidiilor în clasor; *20* — leşierea tulburelii ingroşate; *21* — tanc pentru neutralizare; *22* — ingroşătoare de spălare; *23* — steril la haldă; *24* — Kiselgur; *25* — filtru; *26* — HCl; *27* — răşină schimbătoare de anioni; *28* — tanc pentru neutralizare; *29* — precipi- *18* — leşierea fracţiei grobe în moară; *19* — spălarea reziduurilor tarea I; *30* — ingroşător; *31* — filtrarea a II-a; *35* — tambur pentru uscare; *36* — siloz pentru produsul finit (MgU_2O_7 — 60 % U); *37* — incărcarea concentratului in canistre.

În tabela 4 se prezintă ponderea diferitelor procese tehnologice în prelucrarea primară a minereurilor uranifere din ţările capitaliste.

Tabela 4

Ponderea diferitelor procese tehnologice în industria uraniului din ţările capitaliste

Schema tehnologică	Ponderea	
	Toate ţările	S.U.A.
Leşierea acidă urmată de filtrare sau decantare şi sorbţie din soluţii	82,2	6,4
din care:		
cu filtrare	75,0	—
cu decantare în contracurenţi	7,2	6,4
Leşierea acidă urmată de sorbţie din tulbureală	4,3	26,9
Leşirea acidă urmată de filtrare sau decantare şi extracţie cu solvenţi	5,6	32,5
din care:		
cu filtrare	0,5	1,5
cu decantare în contracurent	5,1	31,0
Leşierea cu sodă	6,1	28,4
din care:		
precipitare chimică din soluţii	5,0	22,1
sorbţie din tulbureală	1,1	6,3
leşierea în autoclave	2,5	13,1
Scheme combinate şi diverse	1,8	5,8
Total	100	100

Situaţia în unele ţări ale lagărului socialist

Ungaria

Savanţii unguri au prezentat la cea de-a doua Conferinţă pentru folosirea paşnică a energiei atomice, rezultatul unor cercetări pe minereuri uranifere din R.P.U. După cum reiese din material, minereurile erau puternic carbonatate întrucît pentru leşiere au fost folosite soluţii de sodă (3—5% Na_2CO_3 şi 1—5% $NaHCO_3$) la temperatura de 90°C şi fineţea de 70μ cînd au fost obţinute extracţii de ordinul 90—92%. Drept oxidant a fost folosit $KMnO_4$ care era introdus cu 10 minute înainte de terminarea leşierii după o agitare în aer. Uraniul este separat din soluţie cu ajutorul unui anionit de fabricaţie maghiară „Mikyon PA" conţinînd amoniu cuaternar (puternic alcalin). Această răşină era folosită la $pH = 12$. Capacitatea răşinii la saturare reprezenta 94 mg U/ml. După o mie de cicluri capacitatea de adsorbţie a răşinii a scăzut cu numai 6% [12].

U. R. S. S.

Conform datelor din literatură, în Uniunea Sovietică a fost pus la punct un procedeu mai economic de sorbţie folosind cationiţi pentru sorbţia uraniului din leşiile sulfurice, spre deosebire de uzinele din ţările capitaliste în care se folosesc anioniţii care sînt de cîteva ori mai scumpi. Realizînd sorbţia sulfatului de uranil pe cationiţi la $pH = 3{,}5$ din soluţii sau tulbureli, se creează condiţii pentru o eluţie mai rapidă, lucru care conduce la consumuri reduse de reactivi şi la obţinerea unor eluaţi mai bogaţi în uraniu [13]. Este de aşteptat însă ca pierderile de metal să fie ceva mai mari datorită faptului că în aceste condiţii combinaţiile mai insolubile ale uraniului trec sub formă de precipitat neputîndu-se adsorbi. Probabil însă economia de reactivi şi de utilaj acoperă aceste pierderi suplimentare de uraniu.

Profesorul B. N. Laskarin şi colaboratorii au pus la punct un procedeu de extracţie a uraniului din apele unor lacuri care conţin acest metal. În principiu procedeul constă în filtrarea acestor ape printr-un strat de hidroxid feric care fixează uraniul, acesta fiind apoi recuperat prin procedee hidrometalurgice. Metoda elaborată este economic avantajoasă reactivii şi aparatura folosită nefiind costisitoare. Elementul care contribuie cu ponderea cea mai mare la preţul de cost îl constituie consumul de energie electrică pentru pomparea apei, consum care este cu prisosinţă acoperit de energia care poate fi obţinută din uraniu [14].

R. S. Cehoslovacă

La Jachimov exista o uzină veche de prelucrare a minereurilor radioactive din acest zăcămînt. În literatură au apărut comunicări referitoare la tratamentul hidrometalurgic al minereurilor de uraniu din R. S. Cehoslovacă. Faptul că pentru leşiere se folosea acidul azotic şi clorhidric $4N\ HCl + 0{,}5\ N\ HNO_3$ permite să se tragă concluzia că obiectul acestor cercetări îl constituie un minereu bogat sau un preconcentrat cu conţinuturi mici de carbonaţi şi alte minerale solubile în acizi. Separarea uraniului de o serie de elemente însoţitoare (Pb, Cu, Ca, Mn, Mg, As, Ce, La, Ti, Al, Ag), s-a făcut cu ajutorul unui anionit puternic alcalin [15].

★

Este de aşteptat ca dezvoltarea mai departe a prelucrării minereurilor uranifere să fie legată de materii prime cu un conţinut din ce in ce mai redus de uraniu. În această situaţie o importanţă deosebită se va acorda probabil prelucrării complexe a materiei prime şi îmbunătăţirii tehnologiei. Aşa cum s-a arătat, în domeniul prelucrării complexe a minereurilor uranifere au fost obţinute deja succese remarcabile. În ce priveşte problema desăvîrşirii tehnologice este de aşteptat ca ponderea preparării mecanice în tratamentul acestor minereuri să crească, datorită atît avantajelor pe care aceasta le are în comparaţie cu hidrometalurgia, cît şi scăderii continue a conţinutului de uraniu în minereurile care intră la prelucrare. Este de aşteptat de asemenea ca tratamentului hidrometalurgic să fie supuse în viitorul apropiat minereuri refractare de uraniu care în momentul de faţă nu se prelucrează.

Aşa cum s-a menţionat de către diverşi autori, industria extracţiei şi prelucrării minereurilor uranifere s-a dovedit deosebit de dinamică, cunoscînd un ritm foarte rapid de dezvoltare în ultimele două decenii. S-ar părea că în momentul de faţă această industrie, atingînd punctul culminant al dezvoltării sale, a ajuns la o oarecare stabilitate. Dacă dezvoltarea într-un ritm nemaiîntîlnit de rapid a extracţiei uraniului pînă în prezent trebuie pusă în mare parte pe seama cursei înarmărilor, actuala stabilizare poate fi considerată ca un semn de trecere spre utilizarea paşnică a energiei atomice. Concluziile care se pot trage din simpla observare a acestor fapte sînt evidente. În lumina acestora se poate ridica problema: care sînt perspectivele dezvoltării industriei uraniului şi ce se va face pe viitor cu numeroasele uzine de uraniu existente în lume? Faptul că uraniul constituie un rezervor imens de energie şi că în momentul de faţă, în condiţiile cînd doar un număr redus de ţări au un consum de energie pe cap de locuitor socotit normal, consumul de energie în lume se dublează la fiecare 15 ani, permite să presupunem că deşi enorme, capacităţile de producţie pentru uraniu se vor dovedi în curînd insuficiente pentru acoperirea necesităţilor de energie pe pămînt [16]. Din această cauză se poate presupune că problema extracţiei uraniului în scopuri paşnice se va rezolva pe viitor într-un mod analog cu obţinerea sau valorificarea surselor clasice de energie: cărbunele, petrolul, gazele, energia apelor, energia eoliană etc. Este de aşteptat deci ca numărul uzinelor de prelucrare a minereurilor uranifere să crească şi pe viitor, cu deosebirea însă că nu vor fi grupate, ca pînă în prezent, numai în ţările industrializate ci se vor repartiza cît mai aproape de producătorii şi consumatorii de energie, uraniul găsindu-se în cantităţi care prezintă interes aproape pretutindeni. Specificul industriei uraniului, care o deosebeşte de alte industrii, care au fost angajate în cursa înarmărilor, este că ea poate fi foarte uşor şi fără schimbări dirijată spre scopuri paşnice. Indiferent însă de căile pe care le va lua industria uraniului, dezvoltarea ei pînă în prezent va rămîne legată de rezolvarea unor probleme ştiinţifice şi inginereşti remarcabile, ca de exemplu: extracţia metalului din minereuri foarte sărace prin procedee avansate, transportul hidraulic al unor tulbureli dense pe distanţe de zeci de kilometri, automatizarea proceselor de prelucrare primară a minereurilor şi altele.

BIBLIOGRAFIE

[1] * * * *Lucrările Conferinţei pentru folosirea paşnică a energiei atomice*, Geneva, 1955.

[2] * * * *Lucrările Conferinţei pentru folosirea paşnică a energiei atomice*, Geneva, 1958.

[3] Zefirov, A. P. ş.a. *Zavodî po pererabotke uranovîh rud v kapitalisticeskih stranah.* Gosatomizdat, 1962.

[4] Musgrave, R. A.: *6 th Mineral Processing Congress*, nr. 15 D, Cannes, 1963.

[5] Sevcenko, V. B. ş.a. *Tehnologhia urana*: Gosatomizdat, 1961.

[6] Lipilina, I.: *Uranil i evo soedinenia*, Akademizdat, 1958.

[7] * * * *Uranium in the South Africa 1946—1956*, vo. 2, Johannesburg, 1957.

[8] * * * *Simposium on uranium.* The Journal of the Inst. of Min. and Met. nr. 1—6, 1956.

[9] * * * Mchean, C. S. şi Prentice, T. K.: *Raportul P/997 (Uniunea Sud-Africană) la Conferinţa pentru utilizarea paşnică a energiei atomice.* Geneva, 1955.

[10] Macchiaverna, E.: *Raport 14 D la al 6-lea Congres internaţional pentru prepararea minereurilor.* Cannes, 1963.

[11] Thunaes, A.: *Review of Uranium Treatment Plants, 6 th Commonwealth Mining and Metallurgical Congress.* Canada, 1957.

[12] * * * *Raport nr. 1719—R.P.U. la Conferinţa de la Geneva, 1958.*

[13] Laskorin, B. N.: *Atomnaia energhia*, t 9, V. 4, 1960, p. 260.

[14] Laskorin, B. N., Metalnikov, S.S. şi Terentiev, A. S.: *Raport nr. 2 063 la Conferinţa pentru utilizarea paşnică a energiei atomice.* Geneva, 1958.

[15] Novak, M. şi Pekarek, B.: *Raport P/2 122 la Conferinţa internaţională pentru utilizarea paşnică a energiei atomice.* Geneva, 1955.

[16] * * * *Comitetul Economic şi Social al O.N.U., Raport P/902 la Conferinţa internaţională pentru utilizarea paşnică a energiei atomice.* Geneva, 1955.

Evoluţia producţiei de cărbune brut extras în Romînia între anii 1927 şi 1962

I. Teich

Producţia de cărbune din R.P.R. se caracterizează de mai mulţi ani printr-o dezvoltare proporţională, am putea spune aproximativ uniform crescîndă. Acest lucru este reflectat în mod elocvent şi de datele prezentate în recentul Anuar statistic al R.P.R., anul 1963, cu privire la industria noastră carboniferă.

Datele din anuar se referă la producţia de cărbune brut extras între anii 1950—1962 ; ele ne apar cu atît mai semnificative cu cît le vom compara cu datele perioadelor precedente, respectiv cu cele din perioada antebelică începînd cu anul 1927, cînd se constată un punct de vîrf în extracţia cărbunelui, şi cu cele din perioada postbelică începînd cu anul 1945.

Se consideră că o imagine accesibilă a evoluţiei de producţie de cărbune brut extras, în limitele unui asemenea interval mare de timp, o oferă — în afara altor posibilităţi grafice — şi curba de tendinţă determinată cu ajutorul unei ecuaţii parabolice, adaptată la reprezentarea în coordonate polare. O atare imagine va releva ceea ce este stabil şi legic în evoluţia producţiei de cărbuni în perioada postbelică, mai ales în anii planurilor cincinale şi ai celor de perspectivă precum şi tendinţa de scădere care s-a manifestat în anii de producţie antebelică.

În această ordine de idei s-au admis, pentru calculul curbei de tendinţă, datele din tabela 1 extrase din sursele indicate.

Datele au fost grupate în cicluri de cîte 12 ani. Prima serie dinamică 1927—1938 se caracterizează printr-o apreciabilă variaţie cu o vădită tendinţă de scădere, care se manifestă în special în anii crizei 1929—1933 inclusiv. Acest lucru va fi reflectat sugestiv de curba de tendinţă, pe care o prezentăm în figura 1. A doua serie dinamică se prezintă tot cu variaţii pronunţate pînă în anul 1948.

Din anii 1948—1950 seria dinamică respectivă prezintă o anumită creştere reflectînd trecerea industriei cărbunelui din R.P.R. pe bazele economiei planificate (primele planuri anuale).

De-abia seria dinamică din intervalul anilor 1951—1962 relevă începutul unei creşteri proporţionale a producţiei cu o pronunţată tendinţă spre realizarea prevederilor planului şesenal în curs de desfăşurare. Într-adevăr curba indică — aşa cum se observă din figura 1 — pentru perioada anilor 1939—1950 o scădere pînă în apropierea anului 1948 şi apoi o creştere spre sfîrşitul intervalului. Pentru intervalul

Tabela 1

Producţia de cărbune brut extras între anii 1927 şi 1962, în mii tone*

Anul	Cărbune brut extras	Anul	Cărbune brut extras	Anul	Cărbune brut extras
1	2	3	4	5	6
1927	3 200	1939	2 863	1951	4 630
1928	3 027	1940	3 154	1952	5 224
1929	2 700	1941	2 928	1953	5 497
1930	2 400	1942	3 165	1954	5 555
1931	2 118	1943	3 472	1955	6 104
1932	1 952	1944	2 752	1956	6 472
1933	1 749	1945	2 296	1957	7 055
1934	2 153	1946	2 525	1958	7 388
1935	2 293	1947	2 849	1959	7 977
1936	2 268	1948	2 947	1960	8 163
1937	2 542	1949	3 542	1961	8 703
1938	2 827	1950	3 893	1962	9 589

* 1 — 1927 — 1934 Manualul chimistului, vol. II, 1948, p. 1922;
2 — 1945 — 1949 Economia Romîniei între anii 1944 — 1959; Editura Academiei R.P.R., p. 107;
3 — 1950 — 1962 Anuarul Statistic al R.P.R. anul 1963, p. 160 — 161.

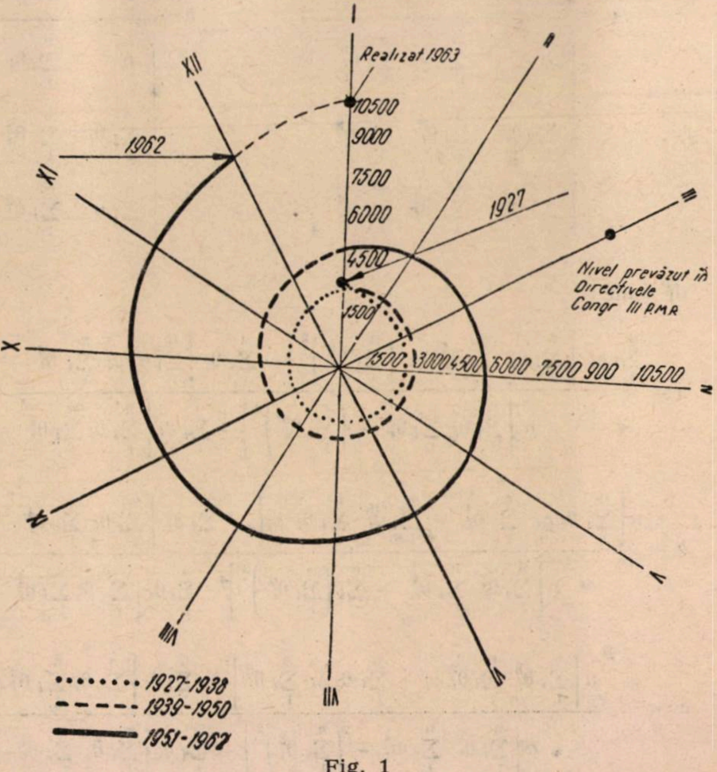


Fig. 1

anilor 1951—1962 se remarcă, atît din datele calculate pentru curba de tendință, cît și din curba propriu-zisă, că producția se caracterizează printr-o creștere apreciabilă.

Deoarece într-unul din numerele precedente ale Revistei Minelor s-au supus discuției unele probleme metodologice privind reprezentarea datelor economice, cu aplicație la studiul dezvoltării industriei miniere, considerăm necesar să prezentăm și metodologia de calcul a curbei de tendință în coordonate polare pentru cazul de față.

Astfel :

$$\rho = a + b\,\theta + c\,\theta^2$$

Vom avea ecuațiile normale, prin analogie cu ecuația unei funcții parabolice de tipul :

$$Y = a + b\,t + ct^2. \qquad (2)$$

$$\sum_1^n{}_i\,\rho_i = na + b\sum_1^n{}_i\,\theta_i + c\sum_1^n{}_i\,\theta_i^2 \qquad (3)$$

$$\sum_1^n{}_i\,\theta_i\,\rho_i = a\sum_1^n{}_i\,\theta_i + b\sum_1^n\theta_i^2 + c\sum_1^n{}_i\,\theta_i^3 \qquad (4)$$

$$\sum_1^n{}_i\,\theta_i^2\,\rho_i = \alpha\sum_1^n{}_i\,\theta_i^2 + b\sum_1^n{}_i\,\theta_i^3 + c\sum_1^n{}_i\,\theta_i^4 \qquad (5)$$

În continuare se calculează coeficienții a, b, c, după regula lui Cramer, apoi determinanții după teorema lui Laplace. Astfel că, din ecuațiile (3), (4), (5), va rezulta :

Exemplul privind calculul unui ciclu este redat în tabela 2.

Seria din coloana 9 rezultă în final pe baza următoarei ecuații generale determinată prin calculele preliminare :

$$\rho_i = 3850{,}6 + (-1006{,}8)\;\theta_i + 135{,}5\;\theta_i^2$$
$$\rho_{1927} = 3850{,}6 + (-1006{,}8)\cdot 0{,}32 + 135{,}0\;\cdot 0{,}2704 = 3364$$

. . . .

$$\rho_{1938} = 3850{,}6 + (-1006{,}8)\cdot 6{,}281\cdot 135{,}5\cdot 39{,}4384 = 2871$$

Pentru celelalte două cicluri, respectiv pentru anii 1939—1950 și 1951—1962, s-au obținut următoarele ecuații generale :

$$\rho_i = 3555{,}33 + (-543{,}6)\;\theta_i + 89{,}4\;\theta_i^2$$
$$\rho_i = 4598{,}7 + 414{,}3\;\theta_i + 57{,}7\;\theta_i^2$$

Datele ajustate (col. 9 tab. 2) se fixează pe razele vectoare ale diagramei polare la nivelul respectiv, trasîndu-se prin punctele astfel stabilite curba de tendință propusă în acest studiu (fig. 1).

*

Curba de tendință în coordonate polare mai poate fi figurată fie cu ajutorul unei ecuații de tipul $\rho = a\theta + k$, așa cum s-a arătat într-o lucrare precedentă *, fie utilizîndu-se ecuația unei spirale logaritmice adaptate acestui scop.

Astfel : $\rho = Ae^{\beta\theta}$ (6)

unde ρ_i exprimă nivelul producției lunare la sfîrșitul perioadei calendaristice și se situează în diagramă pe raza vectoare la

$$a = \frac{\begin{vmatrix} \sum_1^n{}_i\,\rho_i & \sum_1^n{}_i\,\theta_i & \sum_1^n{}_i\,\theta_i^2 \\ \sum_1^n{}_i\,\theta_i\,\rho_i & \sum_1^n{}_i\,\theta_i^2 & \sum_1^n{}_i\,\theta_i^3 \\ \sum_1^n{}_i\,\theta_i^2\,\rho_i & \sum_1^n{}_i\,\theta_i^3 & \sum_1^n{}_i\,\theta_i^4 \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} n & \sum_1^n{}_i\,\theta_i & \sum_1^n{}_i\,\theta_i^2 \\ \sum_1^n{}_i\,\theta_i & \sum_1^n{}_i\,\theta_i^2 & \sum_1^n{}_i\,\theta_i^3 \\ \sum_1^n{}_i\,\theta_i^2 & \sum_1^n{}_i\,\theta_i^3 & \sum_1^n{}_i\,\theta_i^4 \end{vmatrix}}; \quad b = \frac{\begin{vmatrix} n & \sum_1^n{}_i\,\rho_i & \sum_1^n{}_i\,\theta_i^2 \\ \sum_1^n{}_i\,\theta_i & \sum_1^n{}_i\,\theta_i\,\rho_i & \sum_1^n{}_i\,\theta_i^3 \\ \sum_1^n{}_i\,\theta_i^2 & \sum_1^n{}_i\,\theta_i^2\,\rho_i & \sum_1^n{}_i\,\theta_i^4 \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} n & \sum_1^n{}_i\,\theta_i & \sum_1^n{}_i\,\theta_i^2 \\ \sum_1^n{}_i\,\theta_i & \sum_1^n{}_i\,\theta_i^2 & \sum_1^n{}_i\,\theta_i^3 \\ \sum_1^n{}_i\,\theta & \sum_1^n{}_i\,\theta_i^3 & \sum_1^n{}_i\,\theta_i^4 \end{vmatrix}}; \quad c = \frac{\begin{vmatrix} n & \sum_1^n{}_i\,\theta_i & \sum_1^n{}_i\,\rho_i \\ \sum_1^n{}_i\,\theta_i & \sum_1^n{}_i\,\theta_i^2 & \sum_1^n{}_i\,\theta_i\,\rho_i \\ \sum_1^n{}_i\,\theta_i^2 & \sum_1^n{}_i\,\theta_i^3 & \sum_1^u{}_i\,\theta_i^2\,\rho \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} n & \sum_1^n{}_i\,\theta_i & \sum_1^n{}_i\,\theta_i^2 \\ \sum_1^n{}_i\,\theta_i & \sum_1^n{}_i\,\theta_i{}^2 & \sum_1^n{}_i\,\theta_i^3 \\ \sum_1^n{}_i\,\theta_i{}^2 & \sum_1^n{}_i\,\theta_i{}^3 & \sum_1^n{}_i\,\theta_i^4 \end{vmatrix}};$$

de unde :

$$a = \frac{\sum_1^n{}_i\,\rho_i\left[\sum_1^n{}_i\,\theta_i^2\,\sum_1^n{}_i\,\theta_i^4 - \left(\sum_1^n{}_i\,\theta_i^3\right)^2\right] - \sum^n{}_i\,\theta_i\left[\sum_1^n{}_i\,\theta_i\,\rho_i\,\sum_1^n{}_i\,\theta_i^4 - \sum_u^n{}_i\,\theta_i^3\,\sum_1^n{}_i\,\theta_i^2\,\rho\right] + \sum_1^n{}_i\,\theta_i^2\left[\sum_1^n{}_i\,\theta_i\,\rho_i\,\sum_1^n{}_i\,\theta_i^3 - \sum_1^n{}_i\,\theta_i^2\,\sum_1^n{}_i\,\theta_i^2\,\rho_i\right]}{n\left[\sum_1^n{}_i\,\theta_i^2\,\sum_1^n{}_i\,\theta_i^4 - \left(\sum_1^n{}_i\,\theta_i^3\right)^2\right] - \sum_1^n{}_i\,\theta_i\left[\sum_1^n{}_i\,\theta_i\,\sum_1^n{}_i\,\theta_i^4 - \sum_1^n{}_i\,\theta_i^3\,\sum_1^n{}_i\,\theta_i^2\right] + \sum_1^n{}_i\,\theta_i^2\left[\sum_1^n{}_i\,\theta_i\,\sum_1^n{}_i\,\theta_i^3 - \left(\sum_1^n{}_i\,\theta_i^2\right)^2\right]}$$

$$b = \frac{n\left[\sum_1^n{}_i\,\theta_i\,\rho_i\,\sum_1^n{}_i\,\theta_i^4 - \sum_1^n{}_i\,\theta_i^3\,\sum_1^n{}_i\,\theta_i^2\,\rho_i\right] - \sum_1^n{}_i\,\rho_i\left[\sum_1^n{}_i\,\theta_i\,\sum_1^n{}_i\,\theta_i^4 - \sum_1^n{}_i\,\theta_i^3\,\sum_r^n{}_i\,\theta_i^2\right] + \sum_1^n{}_i\,\theta_i^2\left[\sum_1^n{}_i\,\theta_i\,\sum_1^n{}_i\,\theta_i^2\,\rho - \sum_1^n{}_i\,\theta_i\,\rho_i\,\sum_1^n{}_i\,\theta_i^2\right]}{n\left[\sum_1^n{}_i\,\theta_i^2\,\sum_1^n{}_i\,\theta_i^4 - \sum_i\left(\sum_1^n{}_i\,\theta_i^3\right)^2\right] - \sum_1^n{}_i\,\theta_i\left[\sum_1^n{}_i\,\theta_i\,\sum_1^n{}_i\,\theta_i^4 - \sum_1^n{}_i\,\theta_i^3\,\sum_1^n{}_i\,\theta_i^3\right] + \sum_1^n{}_i\,\theta_i^2\left[\sum_1^n{}_i\,\theta_i\,\sum_1^n{}_i\,\theta_i^3 - \left(\sum_1^n{}_i\,\theta_i^2\right)^2\right]}$$

$$c = \frac{n\left[\sum_1^n{}_i\,\theta_i^2\,\sum_1^n{}_i\,\theta_i^2\,\rho_i - \sum_1^n{}_i\,\theta_i\,\rho_i\,\sum_1^n{}_i\,\theta_i^3\right] - \sum_1^n{}_i\,\theta_i\left[\sum_1^n{}_i\,\theta_i\,\sum_1^n{}_i\,\theta_i^2\,\rho - \sum_1^n{}_i\,\theta_i\,\rho_i\,\sum{}_i\,\theta_i^2\right] + \sum_1^n{}_i\,\rho_i\left[\sum_1^n\theta_i\,\sum_1^n{}_i\,\theta_i^3 - \left(\sum_1^n{}_i\,\theta_i^2\right)^2\right]}{n\left[\sum_1^n{}_i\,\theta_i^2\,\sum_1^n{}_i\,\theta_i^4 - \left(\sum_1^n{}_i\,\theta_i^3\right)^2\right] - \sum_1^n{}_i\,\theta_i\left[\sum_1^n{}_i\,\theta_i\,\sum_1^n{}_i\,\theta_i^4 - \sum_1^n{}_i\,\theta_i^3\,\sum_1^n{}_i\,\theta_i^2\right] + \sum_1^n{}_i\,\theta_i^2\left[\sum_1^n{}_i\,\theta_i\,\sum_1^n{}_i\,\theta_i^3 - \left(\sum_1^n{}_i\,\theta_i^2\right)^2\right]}.$$

---

* I. Teich ; Despre unele probleme privind metodologia de reprezentare a datelor economice (cu aplicații la studiul dezvoltării industriei miniere din R.P.R.). Revista Minelor nr. 11/1963 p. 506—509.

Tabela 2

Calculul ciclului I (perioada 1927 — 1938)

Anii	Producția realizată ρ.	unghiul polar, θ	θ în π radiani	θ_i^2	θ_i^3	θ_i^4	$\theta_i\ \rho_i$	$\theta_i^2\ \rho_i$	Tendința parabolică, ρ_i
1927	3 200	30°	0,52	0,2604	0,1407	0,0732	1664,0	865,3	3 364
1928	3 027	60°	1,04	1,0816	1,1249	1,1699	3148,1	3274,0	2 950
1929	2 700	90°	1,57	2,4649	3,8699	6,0754	4239,0	6655,2	2 604
1930	2 400	120°	2,09	4,3681	9,1293	19,0802	5016,0	10423,4	2 338
1931	2 118	150°	2,61	6,8121	17,7796	46,4048	5527,9	14428,0	2 145
1932	1 952	180°	3,14	9,8598	30,9591	97,2116	6044,5	18979,7	2 025
1933	1 749	210•	3,66	13,3956	49,0279	179,4421	6401,3	23428,9	1 981
1934	2 153	240°	4,18	17,4724	73,0346	305,2846	8999,5	37618,1	2 009
1935	2 293	270°	4,71	22,1841	104,4871	492,1342	10800,0	50868,1	2 115
1936	2 268	300°	5,23	27,3529	143,0557	748,1813	11861,6	62036,4	2 291
1937	2 542	330°	5,75	33,0625	190,1094	1093,1291	14616,5	84044,9	2 541
1938	2 827	360°	6,28	39,4384	247,6732	1555,3877	17753,6	111492,4	2 871
—	29 229	—	40,82	177,7628	870,3914	4543,5741	96072,0	424174,0	29 234*

* Diferența de cinci unități în plus, care apar la totalul seriei din coloana 9 față de totalul seriei din coloana 1, a fost provocată de unele rotunjiri făcute pe parcursul calculelor, ceea ce reprezintă o eroare de 0,01%.

cota pe care o indică valoarea sa, θ_i unghiul polar, A și β, două constante.

Prin logaritmare ecuația (6) devine :

$$\ln \rho = \ln A + \beta\, \theta \ln e^{**} \qquad (7)$$

unde :

$$\ln e = 1$$

$$\ln A = \frac{\sum_1^n{}_i \ln \rho_i \cdot \sum_1^n{}_i \theta_i^2 - \sum_1^n{}_i \theta_i \sum_1^n{}_i \cdot \ln \rho_i}{n \sum_1^n{}_i \theta_i^2 - \left(\sum_1^n{}_i \theta_i\right)^2}$$

$$\beta = \frac{n \sum_1^n{}_i \theta_i \ln \rho_i - \sum_1^n{}_i \theta_i \cdot \sum_1^n{}_i \ln \rho_i}{n \sum_1^n{}_i \theta_i^2 - \left(\sum_1^n{}_i \theta_i\right)^2}$$

iar :

θ_i variază de la 1 la $n\pi$.

★

Este interesant, mai ales pentru calculul de perspectivă al producției de cărbuni, să se analizeze care din curbele de tendință ce se pot determina cu ajutorul ecuației dreptei, a parabolei sau a exponențialei, va estima mai semnificativ dezvoltarea acesteia în viitor. Folosind datele din tabela 1, care ne oferă doar o imagine retrospectivă asupra producției de cărbuni din țara noastră, precum și o altă serie de date de corelație, vom încerca să estimăm evoluția sa în perspectivă, prin una din ecuațiile amintite, respectiv prin determinarea curbei de tendință care să exprime cît mai aproape de realitate direcția de dezvoltare a procesului economic minier. Acest lucru formează însă obiectul unui studiu de care ne vom ocupa cu alt prilej.

* * *

** Valorile parametrilor ln A și βi s-au determinat prin logaritmarea parametrilor a și k din ecuația de ajustare $\rho = a\,\theta + k$ (vezi Revista Minelor nr. 11/1963, p. 506), considerîndu-se ln $A \approx k$ și $\beta \approx a$.

Reamintim în acest sens că:

$$a = \frac{n \sum_1^n{}_i \theta_i \rho_i - \sum_1^n{}_i \theta_i \sum_1^n{}_i \rho_i}{n \sum_1^n{}_i \theta_i^2 - \left(\sum_1^n \theta_i\right)^2}, \text{ iar } k = \frac{\sum_1^n \rho_i \sum_1^n{}_i \theta_i^2 - \sum_1^n{}_i \theta_i \sum_1^n{}_i \theta_i \rho_i}{n \sum_1^n \theta_i^2 - \left(\sum_1^n \theta_i\right)^2}$$

Perspectivele înlocuirii măsurătorilor de polarizaţie naturală cu măsurători de polarizaţie provocată

Ing. V. Roşca

O serie întreagă de considerente de ordin geoelectric, dintre care amintim în treacăt rezistivitatea ridicată a rocilor eruptive, variaţiile mari ale acestei rezistivităţi în regiunile cu tranziţii în rocă ca efect al fenomenului hidrotermal sau fenomenele de ecranare şi reflexie pe contactele verticale frecvente în formaţiunile eruptive, micşorează în mod simţitor eficacitatea metodelor de prospecţiune electrică prin rezistivitate în urmărirea mineralizaţiilor de minereuri neferoase din regiunea Baia Mare.

Ca urmare a acestui fapt, în special în cazurile în care se urmăresc minereuri complexe, prospecţiunea electrică se orientează către metodele care pun direct în evidenţă sulfurile metalice cu ajutorul potenţialelor de oxidoreducere care se nasc la suprafaţa acestor sulfuri.

Metoda clasică care utilizează aceste potenţiale, foarte larg răspîndită în prospecţiunea minereurilor neferoase, este metoda polarizaţiei naturale.

Deşi rapidă şi eficace, această metodă are limite importante, mai ales din punctul de vedere al tipului de zăcăminte din Baia Mare. Una din aceste limite şi poate cea mai importantă se referă la caracterul de conductor, absolut necesar formării de potenţiale naturale. Ori, de multe ori condiţia aceasta nu este îndeplinită de către filoanele complexe din Baia Mare, mai ales în partea lor superioară unde caracterul cuarţos, de impregnaţie predomină.

Măsurători de polarizaţie naturală efectuate în campania 1960 deasupra filonului Nepomuc-Ilba, caracteristic sub aspectul acesta al impregnaţiei, nu au pus în evidenţă nici un fel de potenţiale anomale. Cazuri similare de limitare a metodei şi în alte sectoare au determinat sectorul geofizic din T.P.E.M. să studieze posibilitatea înlocuirii măsurătorilor de P.N. cu măsurători de P.P. În acest scop, în campania anului 1961 în perimetrul echipei de prospecţiuni Baia Mare, s-au executat pe cursul superior al văii Cicîrlăului măsurători de polarizaţie provocată.

Înainte de a prezenta rezultatul acestor măsurători, considerăm necesare cîteva cuvinte în legătură cu principiul metodei (fundamentarea ei teoretică) cu atît mai mult cu cît, după cunoştinţa noastră, metoda nu a căpătat încă în ţara noastră o utilizare industrială.

Fenomenele care stau la baza metodei constau în faptul că trecerea curentului electric printr-o rocă este însoţită de procese electrochimice al căror caracter şi intensitate depind de proprietăţile fizice şi chimice ale rocii respective.

În general, o rocă este constituită dintr-un agregat complex de particule a căror compoziţie mineralogică şi proprietăţi fizice pot fi diferite.

Într-o rocă pot exista :

— particule metalice, deci cu conductibilitate electronică ;

— particule slab conductoare, de felul silicaţilor, asimilabile cu dielectrice. Alteraţia acestor silicaţi, însă, dă naştere la argile pe care apa de îmbibaţie le face foarte conducătoare.

Putem clasa deci procesele electrochimice care se produc în sol la trecerea curentului electric, în două grupe :

Grupa I cuprinzînd fenomene care apar pe suprafaţa de separaţie a unui mediu cu conductibilitate electrolitică de un mediu cu conductibilitate electronică.

Grupa a II-a cuprinzînd fenomene care se produc pe suprafaţa de separaţie a conductorilor electrolitici de medii dielectrice sau la contactul conductorilor electrolitici diferiţi.

Efectul sumar, rezultat al fenomenelor arătate mai sus, se măsoară ca o forţă electromotoare ce apare la capetele circuitului MN al unui dispozitiv AB MN, după ce am lăsat să treacă prin rocă un curent emis de circuitul AB şi am întrerupt acest curent. Măsurătoarea, mai ales pentru curenţi slabi, trebuie efectuată în fracţiuni de secundă (de ordinul milisecundelor) după întreruperea curentului de emisie AB. Măsurăm astfel o f.e.m. ce apare datorită polarizărilor provocate de trecerea curentului de emisie AB.

Cum pentru orice f.e.m. curentul generat este condiţionat de rezistivităţile din subsol, se defineşte ca parametru de interpretare a rezultatelor oricărei prospecţiuni cu metoda polarizaţiei provocate, următorul raport în procente:

$$PP\ \% = \frac{\triangle V pp}{\triangle V_a} \cdot 100$$

în care:

PP reprezintă polarizaţia provocată (ca parametru);

$\triangle V_{pp}$ — diferenţa de potenţial obţinută ca efect al fenomenului de PP între două puncte de măsură în teren;

$\triangle V_a$ — diferenţa de potenţial rezistivă, efect al prezenţei unui cîmp electric în sol.

În măsurătorile care s-au efectuat de către echipa geofizică T.P.E.M. nr. 2 s-a folosit acest parametru şi a fost obţinut cu un dispozitiv propus de către V. N. Dahnov, după încercări stabilindu-se dimensiunile acestui dispozitiv la A15M100N100B (NB ficşi).

Pentru acest dispozitiv se arată că la o deplasare a lui AM cu 100 m (cazul măsurătorilor noastre) K variază cu 10% şi deci măsurătoarea este afectată de o eroare neglijabilă.

Aparatajul folosit a fost de asemenea cel propus de V. N. Dahnov schema fiind cea din figura 1.

Alimentarea circuitului AB s-a făcut cu o pilă de 150 V care dădea curent întrerupt periodic cu ajutorul pulsatorului. În pauzele de alimentare se măsoară $\triangle V_{pp}$, compensîndu-se această tensiune la stabilirea acului galvanometrului pentru o turaţie determinată a pulsatorului.

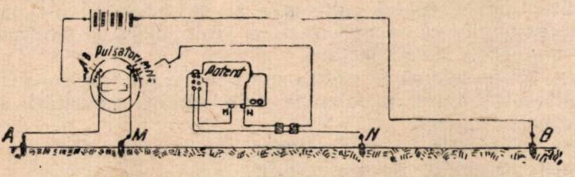


Fig. 1. Schema de montaj pentru măsurătorile P.P. (după V. N. Dahnov).

În felul acesta $\triangle V_{pp}$ care se aplica la intervale regulate cu ajutorul pulsatorului, era ca efect, am putea spune, integrat de sistemul inerţial mobil al galvanometrului şi compensat.

S-au măsurat astfel trei profile cu o lungime medie de 1 500 m, pe ambii versanţi ai Văii Cicîrlăului, cu direcţia E—V. Profilele au traversat zona mineralizată cunoscută de la Galeria Alexandru şi Poiana Nucuţului şi au pus în evidenţă slabe mineralizaţii în versantul de vest al Văii Cicîrlăului (conform şanţurilor de control executate pe profile geofizice).

În figura 2 se prezintă două din profilele $P.P.$ măsurate, caracteristice, împreună cu măsurători de P.N. şi rezistivitate.

Comparînd toate aceste date cu profilul geologic putem conchide următoarele:

— S-au obţinut f.e.m. care au dat valori pentru raportul $\frac{\triangle V_{pp}}{\triangle V \rho_a}$ care au depăşit uneori 500%.

— Cele patru şanţuri cu care s-au controlat anomaliile obţinute au pus în evidenţă o legătură certă între valorile mari de $P.P.$ şi prezenţa piritei, chiar a limonitei rezultate din alterarea piritei. Impregnaţii slabe sau filoane de cuarţ impregnat au fost puse în evidenţă, lucru confirmat de şanţurile 2 şi 4. Zona Nucuţ, inexistentă în profilele P.N. apare ca anomalii largi, de mare amplitudine în profilele de P.P.

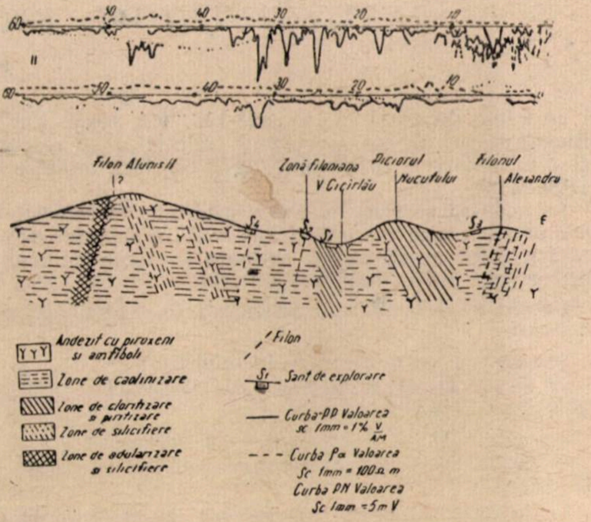

60
50
40
30
20
10
II
Filon Aluniş II
?
Zonă filoniană
V Cicîrlău
Piciorul Nucuţului
Filonul Alexandru
S4
S2
S1
S3
F
Andezit cu piroxeni şi amfiboli
Zone de caolinizare
Zone de cloritizare şi piritizare
Zone de silicifiere
Zone de adularizare şi silicifiere
Filon
S1 Şanţ de explorare
Curba PP Valoarea Sc 1mm = 1% V/AM
Curba ρa Valoarea Sc 1mm = 100 Ω m
Curba PN Valoarea Sc 1mm = 5 mV

Fig. 2. Profile P. P. măsurate împreună cu măsurători P.N. şi rezistivitate.

— Efectul puternic al zonelor caolinizate care dau anomalii cu amplitudini şi mai ales întinderi mari, face imposibilă, cu măsurătorile P.P. efectuate, localizarea zonelor mineralizate cu sulfuri metalice în cadrul zonei de caolinizare (exemplu filoanele Alexandru-Nucuţ, anomaliile de pe profilul 4, picheţii 0—14).

— Locul de prizare pentru prizele fixe N şi B, precum şi condiţiile de prizare ale acestora influenţează în mod apreciabil rezultatul. În felul acesta explicăm neconcordanţa între profilul 5 şi profilul 4 în zona filoanelor Alexandru (picheţii 0—14). Neconcordanţa nu poate fi pusă pe seama unei defecţiuni operatorice deoarece s-a executat control. Tot acestui fenomen de prizare particulară îi atribuim decalajul curbei pe profilul 4 (picheţii 44—48).

În rezumat, măsurătorile executate constituie premise bune pentru suplinirea limitelor metodei P.N. prin măsurători P.P. în condiţiile unei aparaturi potrivite şi cu stabilirea dispozitivelor optime.

BIBLIOGRAFIE

[1] Dahnov, V. N. *Elektriceskaia razvedka neftianîh i gazovîh mestorojdenii.* Gostoptehizdat, Moskva, 1953.

[2] Lasfargues, P. *Prospection électrique par courants continus.* Paris, 1957.

Din activitatea științifică

SESIUNEA TEHNICO-ȘTIINȚIFICĂ DE REFERATE ȘI COMUNICĂRI A INSTITUTULUI DE PROIECTĂRI MINIERE — IPROMIN

IANUARIE 1964

In zilele de 24 și 25 ianuarie 1964 s-a desfășurat în București prima sesiune tehnico-științifică de referate și comunicări a Institutului de proiectări miniere — IPROMIN.

La această sesiune au fost prezentate 44 referate și comunicări care au arătat cele mai importante realizări tehnice și științifice obținute în toate domeniile proiectării întreprinderilor miniere.

Lucrările sesiunii s-au desfășurat în 4 secții de specialitate :

— secția I — minieră — 18 referate ;

— secția II — prepararea substanțelor minerale utile — 7 referate ;

— secția III — construcții — 8 referate ;

— secția IV — electromecanică minieră și utilaje — 11 referate.

La sesiune au participat delegați de la Combinatul carbonifer Valea Jiului, trusturile și întreprinderile miniere din țară, precum și reprezentanți ai Ministerului Minelor și Energiei Electrice, Comitetului geologic, Comitetului de Stat al Planificării, Comitetului de Stat pentru Construcții, Arhitectură și Sistematizare, Consiliului Central al Sindicatelor, Institutului de mine Petroșeni, Institutului de petrol, gaze și geologie, Institutului politehnic din București, Academiei R.P.R., ICEMIN, T.P.E.M., T.C.M.M., T.C.M.C., uzinelor constructoare de utilaj minier și ai unor institute de proiectări.

Sesiunea a fost deschisă de către tovarășul ing. Bujor Almășan, ministrul minelor și energiei electrice. Din cuvîntarea ținută de tovarășul ministru ing. B. Almășan sînt de reținut următoarele :

— În perioada de la înființare, IPROMIN a avut de făcut față unor sarcini numeroase și grele, avînd de rezolvat probleme de o mare dificultate și complexitate, datorită condițiilor specifice ale zăcămintelor din țara noastră.

Rezultatele obținute în proiectare pînă în prezent de lucrătorii din IPROMIN dovedesc faptul că s-a lucrat bine, rodnic.

Astfel au fost elaborate proiecte de sistematizare a minelor vechi, proiecte de sistematizare pentru exploatare de zăcăminte noi.

Calitatea bună a unor proiecte pentru obiective de mare importanță ca Flotația centrală Baia Mare, Complexul Deva, Cianurația Baia de Arieș, deschiderea minelor de lignit, Complexul Dobrești, Complexul Leșul Ursului etc. dovedește maturizarea institutului, buna pregătire profesională a lucrătorilor institutului, ceea ce constituie o garanție în privința realizării marilor sarcini de viitor.

Pentru îmbunătățirea în continuare a muncii de proiectare în institut, tovarășul ministru B. Almășan a insistat asupra următoarelor :

— În proiectele sale, IPROMIN să promoveze soluții și utilaje la nivelul cel mai avansat al tehnicii mondiale, în acest sens lucrătorii urmînd a se documenta și inspira din realizările cele mai de seamă ale tuturor țărilor a căror industrie a atins un înalt grad de dezvoltare.

— În proiectele de sistematizare și proiectele de ansamblu, prin soluțiile preconizate, să se realizeze indici din ce în ce mai buni, în sensul reducerii costului investițiilor, al obținerii de productivități din ce în ce mai mari, al reducerii prețului de cost etc.

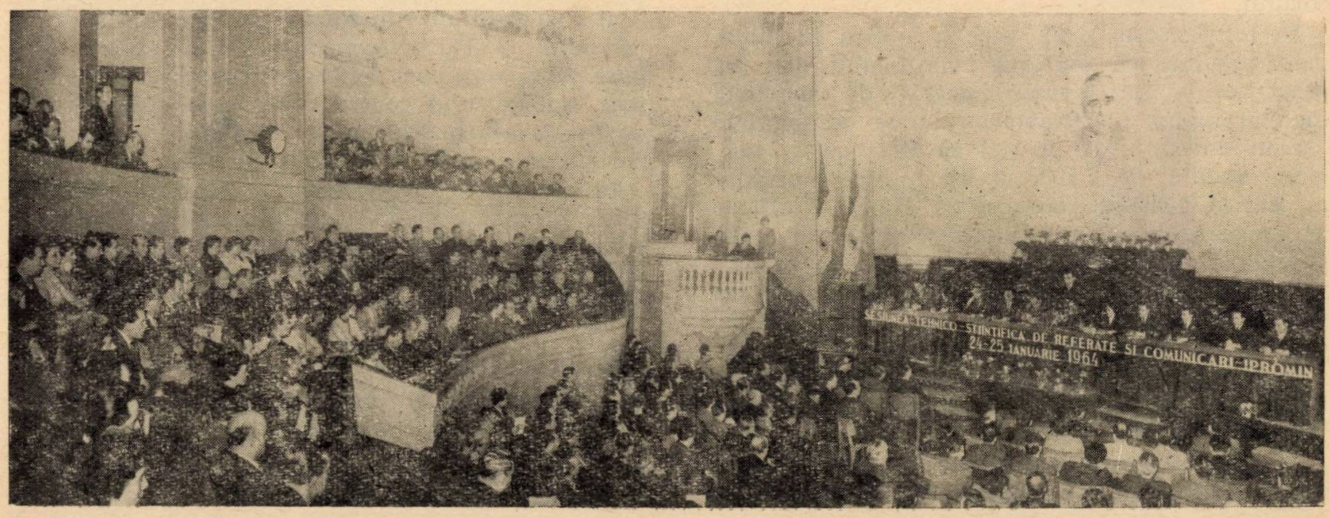
— Să se ia măsuri astfel încît prin contribuția lucrătorilor cu înaltă calificare și cu mare experiență profesională să se precizeze o linie clară și unitară în concepția de proiectare.

— Proiectele să reflecte o mai mare preocupare privind soluționarea problemelor de tehnica securității și protecția muncii.

— Proiectele să se realizeze așa cum au fost concepute și gîndite de proiectanți.

— Să se ia măsuri pentru ridicarea nivelului tehnico-profesional al lucrătorilor din cadrul institutului, remarcînd că prima sesiune de referate și comunicări tehnico-științifice constituie un fapt pozitiv în acest sens.

A urmat cuvîntul tovarășei ing. Vlad Amelia, secretara organizației de bază P.M.R. a institutului, după care, directorul institutului, tovarășul ing. Neagu


SESIUNEA TEHNICO-ȘTIINȚIFICĂ DE REFERATE ȘI COMUNICĂRI-IPROMIN
24-25 IANUARIE 1964

Florea, a prezentat referatul *Contribuţia IPROMIN la dezvoltarea mineritului în R.P.R.*

In continuare lucrările s-au desfăşurat în cele 4 secţii.

Discuţiile care au avut loc în urma prezentării referatelor au arătat progrese importante realizate în domeniul concepţiei în proiectarea întreprinderilor miniere, atît în tratarea de ansamblu a problemelor complexe, cît şi în direcţia specializării pe probleme de detaliu. Totodată s-a desprins preocuparea proiectanţilor din IPROMIN pentru introducerea soluţiilor tehnice celor mai înaintate.

În cuvîntul de închidere, tovarăşul adjunct al ministrului, ing. Eugen Matyas, referindu-se la bilanţul activităţii institutului, a arătat că un mare volum de muncă şi energie au reclamat proiectele privind sistematizarea şi amplificarea unităţilor vechi.

Cele patru secţii în cadrul cărora au fost prezentate referatele, ilustrează complexitatea problemelor ce revin IPROMIN.

O trăsătură caracteristică a sesiunii şi deci o dovadă a preocupărilor lucrătorilor din institut, este faptul că referatele prezentate au exprimat tendinţa generală în abordarea noului.

Valoarea referatelor prezentate este dovedită de interesul pe care l-au suscitat participanţilor la lucrări, care au luat parte activă la discuţii.

★

În cele ce urmează se prezintă lista referatelor şi comunicărilor ţinute în cadrul sesiunii, din care unele vor fi publicate în numerele 5 şi 6 ale Revistei Minelor.

I. SECŢIA MINIERA

1. Director tehnic, ing. CENUŞE C. : *Realizări şi tendinţe în proiectarea minelor noi.*

2. Ing. BUTTU, A. : *Tehnica nouă în executarea puţurilor de mină.*

3. Ing. HOGMAN, I. : *Date privind săparea puţurilor cu cofraj glisant.*

4. Ing. MIHAILOVICI, N., ing. DOXĂNESCU, C. şi dr. econ. PASCAL, R : *Conturarea şi evaluarea industrială a zăcămintelor de minereuri.*

5. Ing. STĂNESCU, V., ing. TAPALOV, G., ing. TÖRPENY, L. şi ing. ANTONESCU, V. : *Îmbunătăţirea metodelor actuale şi metode noi de exploatare în bazinul Baia Mare.*

6. Ing. ŞTEFANACHE, M. şi ing. DIMITRESCU, N. : *Consideraţii tehnico-economice asupra trecerii de la metoda de exploatare cu abataje frontale cu avansarea pe înclinare la metoda cu abataje frontale cu avansarea pe direcţie în bazinul Filipeştii de Pădure.*

7. Ing. DRĂGUŞIN, A. : *Probleme de aeraj după împuşcarea în masă.*

8. Ing. DOMIDE, E. şi ing. GUŢU, A. : *Caracteristicile ridicărilor topografice de suprafaţă şi principiile de realizare a acestora în legătură cu activitatea minieră pe ansamblul unui bazin.*

9. Ing. GUŢU, A. şi ing. ANDREI, O. : *Folosirea fotogrametriei în ridicări de cariere.*

10. Ing. GUŢU, A., ing. ANDREI, O. şi ing. COŢOVANU, E. : *Redactarea prin restituţie la stereoautograf a profilelor şi releveelor în plan vertical la scări mari.*

11. Ing şef GHEORGHIU, GR. şi ing. CAZACU, V.: *Tehnica modernă în exploatarea cărbunilor prin cariere şi posibilităţi de aplicare în zăcămintele din Oltenia.*

12. Ing. MELENCIUC, VL. : *Aplicarea metodelor matematice pentru rezolvarea unor probleme miniere.*

13. Ing. ALEXANDRU GHEORGHE : *Metode şi scheme de asecare în exploatările subterane de lignit.*

14. Ing. PALADE, GH. : *Modernizarea exploatărilor de sare.*

15. Ing. ANGELESCU, A. şi ing. IVANOVSCHI, B. : *Drenarea metanului în minele de cărbuni.*

16. Conf. ing. SOMLO, ŞT. şi ing. TEODORESCU, C.: *Posibilităţile introducerii perforatoarelor rotative pneumatice la exploatările de minereuri.*

17. Ing. BĂLTĂREŢU, R. : *Prevenirea şi lichidarea focurilor subterane.*

18. Ing. POPESCU, C. : *Susţinerea galeriilor cu beton monolit realizată pe cale mecanică.*

II. SECŢIA PREPARARE

1. Ing. şef OPRIŞOR, I. : *Realizări şi tendinţe în domeniul preparării substanţelor minerale utile.*

2. Prof. ing. VANCI GH. şi ing. GRIGORESCU M.: *Aspecte economice în proiectarea uzinelor de preparare a cărbunilor.*

3. Dr. ing. BĂDESCU E. şi ing. SGÎRCITU T. : *Procedeu nou de amalgamare a minereurilor cu aur liber în circuitul de măcinare al morii.*

4. Ing. ILIESCU M., ing. HILLARD D. şi ing. VANCA M : *Tehnica nouă în proiectarea uzinei de preparare a minereurilor de fier de la Teliuc.*

5. Dr. ing. BĂDESCU E., ing. IONESCU M. şi ing. GROZA T. : *Concepţii noi în proiectarea instalaţiilor de valorificare a piritelor aurifere.*

6. Ing. IONESCU M. şi ing. PASCALIDE GH.: *Contribuţii la îmbunătăţirea tehnologiei de preparare mecanică a substanţelor minerale utile prin folosirea de reactivi noi cu caracteristici superioare.*

7. Ing. POPA, E., ing. POPOVICI, R., ing. ORĂSCU, I. şi ing. LAZĂR, S. : *Posibilitatea aplicării preconcentrării la minereurile neferoase din R.P.R.*

III. SECŢIA CONSTRUCŢII

1. Ing. şef SOROCEANU D. : *Realizări în domeniul construcţiilor de suprafaţă în sectorul minier.*

2. Ing. SOZANSCHI G. : *Metode de dimensionare a fundaţiilor solicitate dinamic la secţia de sfărîmare.*

3. Ing. POPESCU, ST. : *O soluţie deosebită în proiectarea culoarelor de benzi transportoare din cadrul spălătoriei Coroeşti.*

4. Ing. MIHĂILESCU FL. : *Utilizarea prefabricatelor din beton armat şi oţel beton la construcţiile miniere de suprafaţă.*

5. Arh. DROCAN E. : *Bloc de extracţie comasînd principalele funcţiuni ale unei incinte carbonifere de 1 000 t/zi producţie aplicat în bazinul Schitu Goleşti.*

6. Ing. ANGHELEANU, P. : *Bazine de aerare cu agitator rotativ.*

7. Ing. DUMITRESCU, D. : *Structură nouă în soluţionarea silozurilor de cărbuni de 1 600 tone la preparaţia Anina.*

8. Ing. POPESCU ŞT. : *Evoluţia proiectării depozitelor de cărbuni şi minereuri în IPROMIN.*

IV. SECŢIA ELECTROMECANICĂ ŞI UTILAJE

1. Ing. DUMITRESCU, M. I. şi ing. NEDELCU, C.: *Progrese şi tendinţe în construcţia transportoarelor cu bandă de cauciuc. Realizări şi perspective în cadrul industriei miniere din R.P.R.*

2. Ing. BĂRBULESCU, A. şi ing. NEDELCU, C. : *Folosirea cuplajelor hidraulice la acţionarea transportoarelor în industria minieră.*

3. Ing. NICOLESCU, I. : *Maşini de extracţie realizate în R.P.R. Tendinţe, perspective.*

4. Ing. MIHAIL, J. A. şi ing. CHIRILĂ, G. : *Orientări noi în proiectarea funicularelor de transport şi haldare.*

5. Ing. VLAD, P. şi ing. BĂRBULESCU, A. : *Contribuţii la stabilirea unei metode raţionale de calcul a dispozitivelor de suspendare între cabluri şi vasele de extracţie.*

6. Conf. ing. BRĂDEANU, N. : *Consideraţii economice asupra alegerii agregatelor din staţiile de compresoare şi a presiunilor de recomprimare.*

7. Ing. CRUCEANU, A. : *Macaze automate cu comandă după program pentru vagonete de funicular.*

8. Ing. DIMA, GH., ing. BĂRBULESCU M. şi ing. ROTH, R.: *Folosirea barelor de aluminiu în tuburi PVC în locul cablelor electrice în instalaţii.*

9. Ing. FRĂTICI, I., ing. HILLARD, D. şi ing. ILIESCU, T. : *Uscarea şi arderea ligniţilor inferiori din bazinul Căpeni.*

10. Ing. ILIESCU T. : *Metoda grafică pentru determinarea consumului specific de căldură la uscarea cărbunilor şi minereurilor.*

11. Ing. RĂŞCANU N.: *Transportul pneumatic al minereurilor dure.*

INTREPRINDEREA DE STAT PENTRU COMERŢUL EXTERIOR

Katowice — 7 Ligonia — R.P. Polonă
Căsuţa poştală : 825
Telefon : 329—61 ; 366—06
Telex : 18209
Telegrame : CENTROZAP—Katowice

EXPORT
PENTRU INDUSTRIA MINIERĂ

Echipament de protecţie :
- detectoare de gaze
- diferite tipuri de măşti
- aparate cu priză de aer liber prin injecţie pentru lucrări în spaţii închise
- aparate de protecţie a căilor respiratorii

Echipament de respiraţie :
- aparate respiratorii în circuit închis
- aparate de salvare
- aparate de absorbţie
- măşti
- tărgi universale

Precum şi :
- amorse
- diferite tipuri de lămpi miniere
- instalaţii de încărcare şi lămpării complete
- manometre hidraulice

CENTROZAP

Producător :
„FABRYKA SPRZETU RATOWNICZEGO I LAMP GORNICZYCH“ — F.S.R.
Tarnowskie Góry — R. P. Polonă

Vizitaţi standul nostru la al XXXIII-lea TÎRG INTERNAŢIONAL de la POZNAN
între 7 şi 21 iunie 1964

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

.C.V.J. Mina Lupeni

Galerie de abataj susținută cu carde metalice din elemente culisante, fabricate la uzina de reparat utilaj minier Petroșeni.

M.M.E.E.

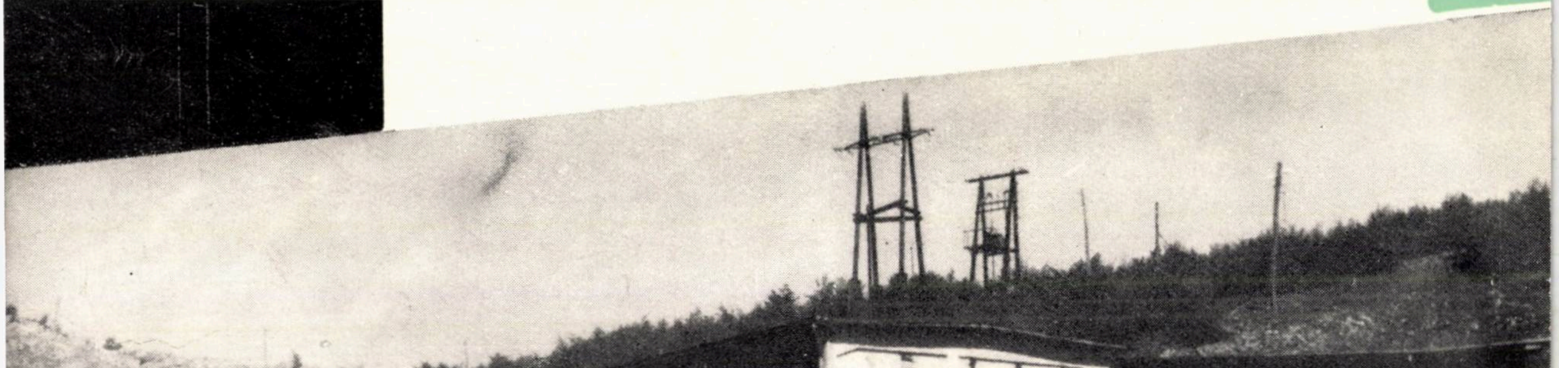
Combinatul Carbonifer

VALEA JIULUI

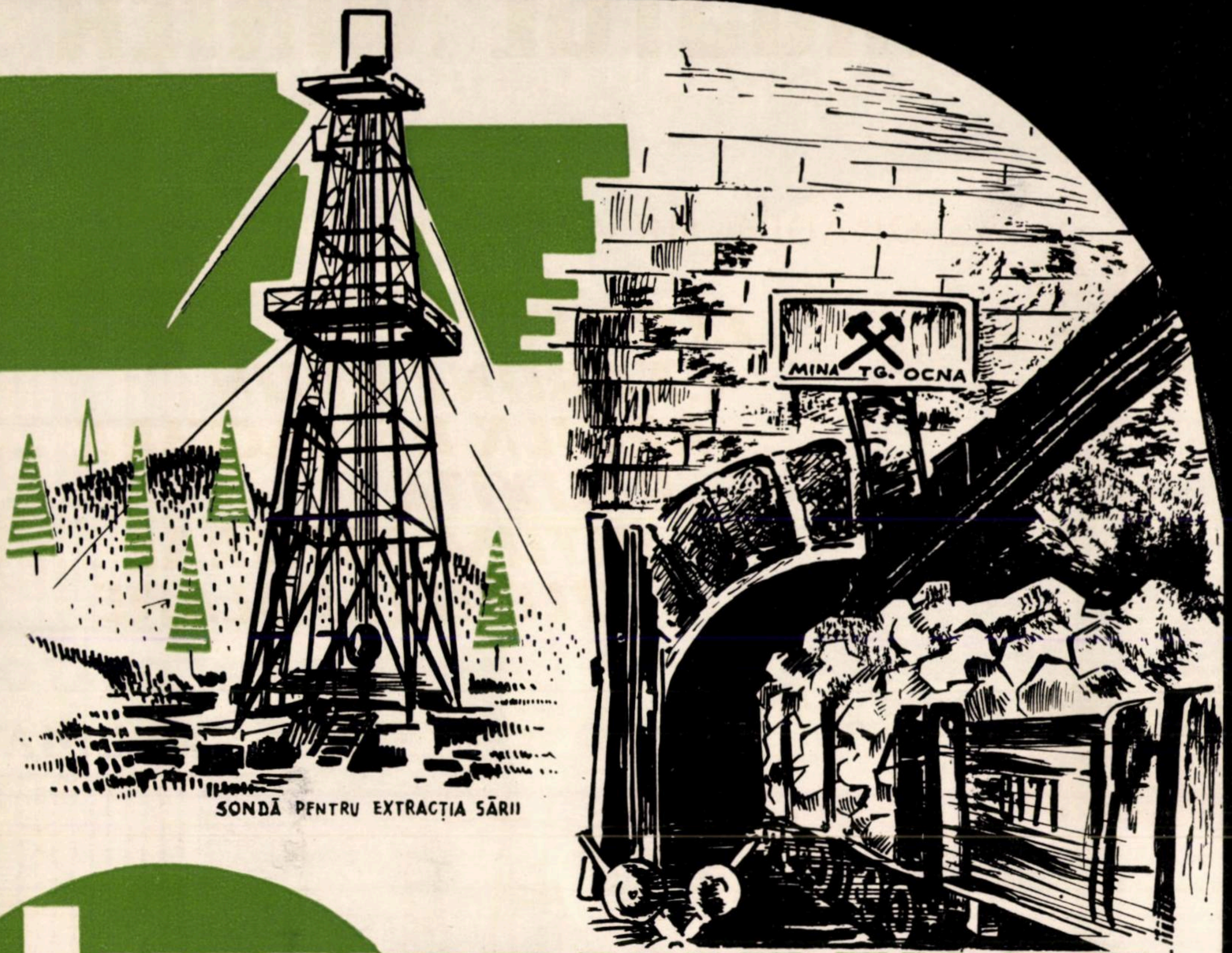
TRUSTUL MINIER
„ARDEALUL"
ORADEA, STR. VASILE ALECSANDRI NR. 2

PRODUCE:

- LIGNIT
- CĂRBUNE BRUN
- ARGILĂ REFRACTARĂ
- BAUXITĂ
- BITUM NATURAL
- ULEIURI POLARE



E.M. ŞUNCUIUŞ · STAŢIA DE FUNICULAR BANLACA



INTREPRINDEREA MINIERĂ COMĂNEŞTI

EXPLOATAREA MINIERĂ SALINA TG.-OCNA

LIVREAZĂ:

PRODUSE DE SARE COMESTIBILĂ conf. STAS 1465/58:

- sare în bulgări de 5 – 50 kg
- sare măcinată în granulaţie de 0 – 2 mm, ambalată în saci de 50 kg
- sare iodată în granulaţie de 0 – 2 mm, ambalată în saci de 50 kg

PRODUSE INDUSTRIALE:

- sare industrială neambalată, de diferite sortimente, conf. STAS 2906/51
- sare în soluţie, cu concentraţie de 310 g/l (NI)

Comenzile se primesc de către MMEE DAD Bd. Magheru nr. 33 Bucureşti

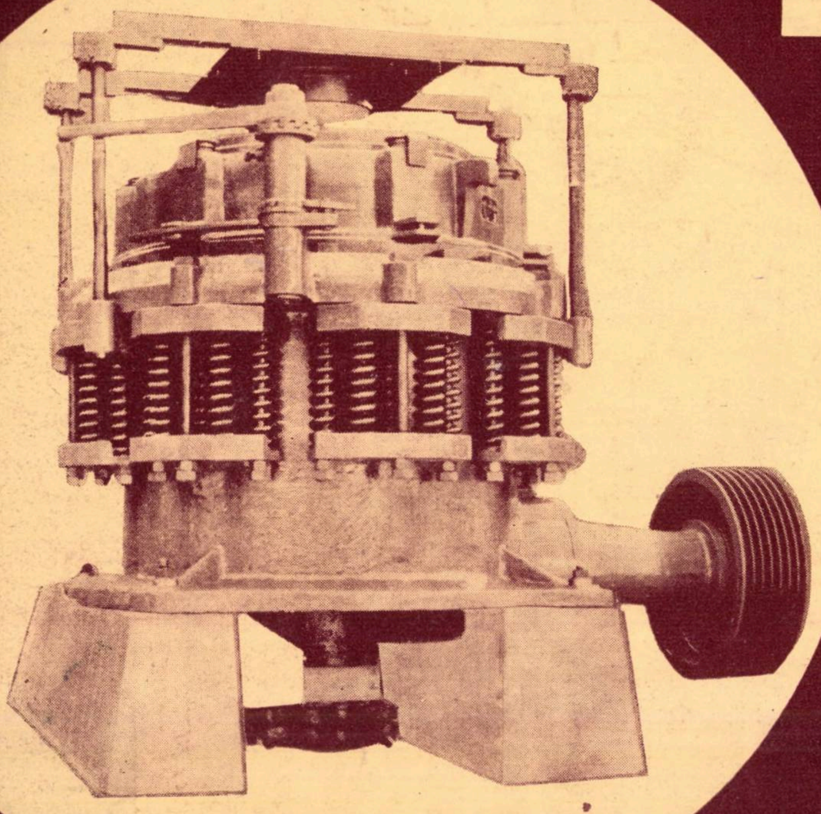
UZINA INDEPENDENTA SIBIU
executã utilaje cu randamente
superioare pentru industria minierã

B

POMPE DE VID

SUFLANTE

PERFORATOARE
PNEUMATICE



CONCASOARE GIRATORICE

FILTRE DE VID

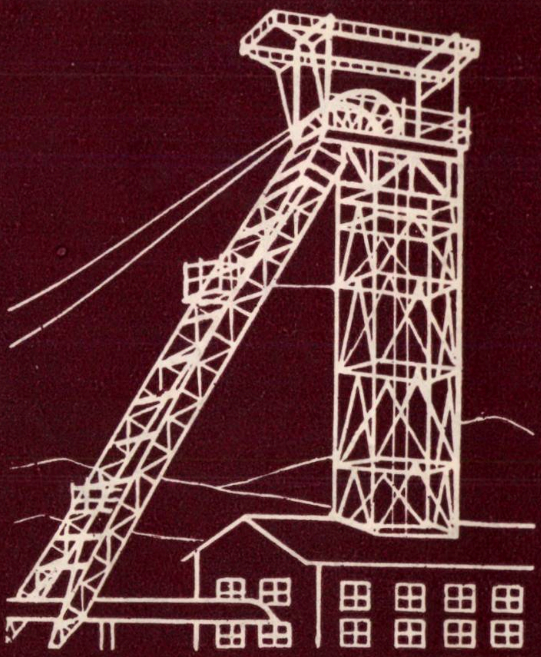
CIOCANE DE ABATAJ PNEUMATICE

INDEPENDENTA
SIBIU

E 1433

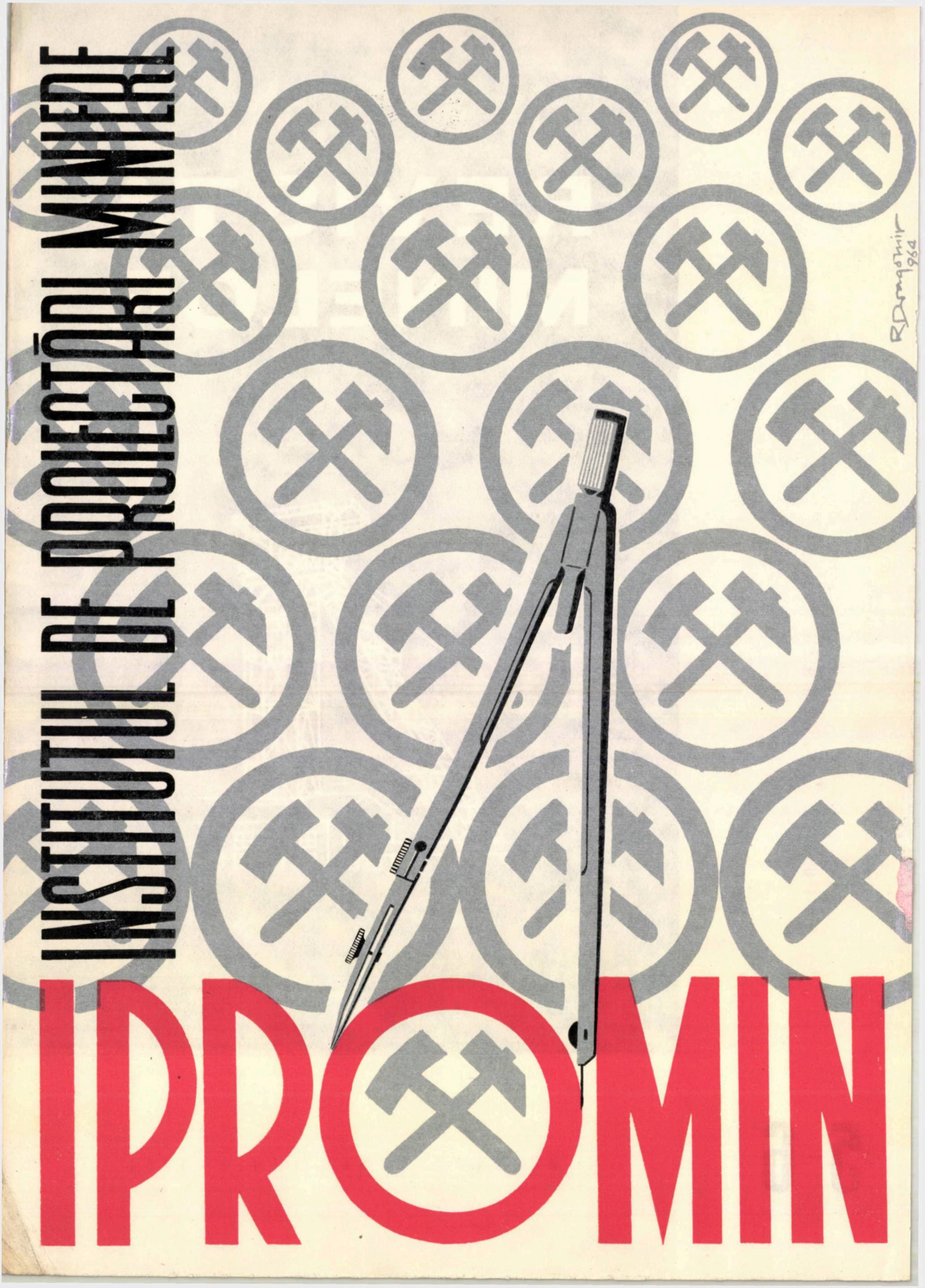
VOLUMUL XV NUMĂRUL 5—6 PAGINA 217—321

REVISTA MINELOR



5-6

BUCUREŞTI MAI—IUNIE 1964



INSTITUTUL DE PROIECTĂRI MINIERE

IPROMIN

R Dragomir
964

MŰSZAKI KÖNYVTÁR É
CIÓS KÖZPONT
33

NUMĂR SPECIAL

PRIMA SESIUNE TEHNICO-ŞTIINŢIFICĂ

IPROMIN

1964

Revista MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI ENERGIEI ELECTRICE ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR

CUPRINS

NEAGU, FL. : **Contribuţia Institutului de proiectări miniere la dezvoltarea mineritului în R.P.R.** . . 217—222
CENUŞE, C. : **Realizări şi tendinţe în proiectarea minelor noi** . . 223—227
SOROCEANU, D. : **Realizări în domeniul construcţiilor de suprafaţă în sectorul minier** . . . . . 228—231
POPESCU, ST.: **Evoluţia proiectării depozitelor de cărbuni şi minereuri în IPROMIN** . . . . . . 231—234
MELENCIUC, VL. : **Aplicarea metodelor matematice pentru rezolvarea unor probleme miniere** . 234—238
GHEORGHIU, GR. şi CAZACU, V. : **Tehnica modernă în exploatarea cărbunilor prin cariere şi posibilităţi de aplicare la zăcămintele din Oltenia** . . . . 239—247
***: **Probleme actuale ale adîncirii puţurilor la minele din R.P.R.** . . . . 248—260
ŞTEFANACHE, M. şi DIMITRESCU, N. : **Consideraţii tehnico-economice asupra trecerii de la avansarea pe înclinare la avansarea pe direcţie în abataje cu front lung în bazinul carbonifer Filipeştii de Pădure** . . . 261—266
ALEXANDRU, GH. : **Metode de asecare la exploatările de cărbuni** . 267—271
ANGELESCU, A. şi IVANOVSCHI, B. : **Drenarea metanului în minele de cărbuni** . . . . 271—277
BĂLTĂREŢU, R., NIŢĂ, S. şi TOMUŞ, I. : **Prevenirea şi lichidarea focurilor subterane la minele de cărbuni** . . . . 278—282
PALADE, GH. : **Modernizarea exploatărilor de sare din R.P.R.** . 283—284
MIHAILOVICI, N., DOXĂNESCU, C. şi PASCAL, R. : **Conturarea şi evaluarea industrială a zăcămintelor de minereuri** . . . . . . 285—295
STĂNESCU, V., TAPALOV GEORGETA, TÖRPENY, L. şi ANTONESCU, V. : **Îmbunătăţirea metodelor de exploatare şi metode noi aplicabile la zăcămintele de minereuri din regiunea Maramureş** . . . . 295—302
DRĂGUŞIN, A. : **Unele probleme de aeraj în legătură cu împuşcarea în masă** . . . . 303—310
RĂSCANU, N. : **Unele probleme de transport pneumatic al minereurilor dure** . . . . 311—317
GUŢU, AL. şi ANDREI, O. : **Folosirea fotogrammetriei terestre la ridicarea carierelor** . . . . . 317—320

COMITETUL DE REDACŢIE

Conf. ing. LUBENESCU D., Laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil ; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct ; ing. ANTON P. ; ing. BĂLTĂREŢU R. ; conf. ing. BUZATU C. ; candidat în ştiinţe prof. ing. COVACI ŞT. ; economist ENACHE M. ; ing. FOLEA I. ; prof. dr. ing. HUBER PANU membru corespondent al Academiei R.P.R., prof. dr. IANOVICI V. membru corespondent al Academiei R.P.R., Laureat al Premiului de Stat ; ing. KISS A. ; ing. ROMAN P. ; ing. ŞERBAN A. ; prof. ing. VANCI GH., candidat în ştiinţe ing. VLAD P.

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

Contribuția Institutului de proiectări miniere la dezvoltarea mineritului în R.P.R.

Ing. *FLOREA NEAGU*
Directorul IPROMIN

Activitatea minieră în țara noastră, deși datează din cele mai vechi timpuri, pînă la instaurarea puterii populare a avut o dezvoltare limitată, lentă și discontinuă.

Capitalul investit în industria minieră — autohton și străin — era redus, iar investițiile se făceau nu în cadrul unei dezvoltări de perspectivă, ci pentru a asigura profituri maxime capitaliștilor.

În aprecierea politicii de investiții a regimului burghezo-moșieresc, față de industria minieră, apare edificator faptul că în anii 1951—1963 regimul nostru democrat-popular a investit în industria carboniferă circa 7,2 miliarde lei, ceea ce reprezintă de peste trei ori valoarea mijloacelor fixe acumulate de această industrie pînă la naționalizare, în existența sa de un secol și jumătate.

În cadrul unei astfel de politici de investiții, activitatea de proiectare era foarte limitată. Pentru orice complexe, ansambluri sau obiecte de oarecare importanță — care de altfel se construiau rar — proiectele se comandau în străinătate, de obicei în țările care livrau și instalațiile sau utilajele respective : instalații de extracție, de preparare, funiculare și altele. Proiecte pentru obiecte de suprafață de importanță și tehnicitate mai redusă, se asigurau de către antreprenori, iar documentațiile tehnice pentru lucrări miniere curente — de către birourile tehnice ale întreprinderilor. Proiectarea de utilaje nu era solicitată, întrucît din utilajele specifice mineritului, numai vagonetele se fabricau în țară.

Potențialul scăzut al industriei miniere din Romînia burghezo-moșierească este ilustrat prin următoarele aspecte :

— nivelele reduse de producție — 2,8 mil. tone cărbune, 139 mii tone minereu de fier, 368 mii tone de sare, cifre aferente anului 1938 ca cele mai mari realizări în perioada antebelică ;

— gradul foarte redus de mecanizare ;

— cunoașterea cu totul insuficientă a zăcămintelor ;

— existența unui număr mare de întreprinderi miniere, în general mici și dispersate, cu capacități tehnice și financiare reduse.

Dezvoltarea industriei noastre miniere a devenit posibilă numai în anii puterii populare, ca urmare a politicii de creare a bazei materiale a socialismului.

Importante documente de Partid și de Stat din anii 1945—1950, cum sînt : programul de refacere a economiei naționale, elaborat de Conferința Națională a P.C.R. în octombrie 1945, Directivele Congresului I al P.M.R., primul plan cincinal, precum și planul de electrificare a țării, prin care au fost trasate liniile directoare pentru construirea bazei materiale a socialismului, au accentuat rolul de seamă ce revine industriei miniere, aceasta fiind chemată să contribuie la o sporire considerabilă a bazei materiale, a producției și a calității acesteia, la o ridicare apreciabilă a nivelului tehnic, la un salt în rezolvarea problemelor de securitate și protecție a muncii, ca și a condițiilor, social-culturale, în toate bazinele miniere.

În aceste condiții, printre alte măsuri s-a impus crearea unor organizații specializate de cercetări și de proiectări miniere. Astfel a luat ființă, în anul 1950, Institutul de cercetări și proiectări miniere — ICEPROM — pentru sectorul de minereuri, iar în anul următor, Institutul de cercetări și proiectări al industriei cărbunelui și petrolului.

Schimbările intervenite în forma de conducere și de organizare a industriei noastre miniere s-au reflectat și în organizarea celor două institute. În anul 1956, prin înființarea Ministerului Minelor, s-a ajuns la o organizare a proiectării miniere, care a fost îmbunătățită în anul 1961 în urma regrupării diferitelor ramuri și sectoare ale industriei miniere în cadrul Ministerului Minelor și Energiei Electrice și care constă :

— dintr-un institut central în București — IPROMIN — proiectant general pentru întreaga industrie minieră ;

— din secții de proiectare pe lîngă combinate și trusturi — OPD ;

— din nuclee de proiectare în cadrul serviciilor tehnice la celelalte întreprinderi miniere.

Față de diversitatea, dimensiunile și răspîndirea mare a activității miniere din țara noastră, de dinamica foarte accentuată a producției și ținînd seamă de forțele de muncă încă reduse, ce pot fi afectate proiectării, această organizare este corespunzătoare şi raţională, întrucît permite o folosire optimă a capacităţilor de proiectare. De altfel, la o organizare asemănătoare a proiectării miniere s-a ajuns şi în alte ţări socialiste.

Institutul de proiectări miniere s-a dezvoltat treptat, pe măsura necesităţilor, dispunînd astăzi de colective bine proporţionate şi bine sudate, formate din toate specialităţile profilului său de activitate. De asemenea, dispune de un număr important de cadre cu pregătire superioară, experienţă bogată, de cadre de înaltă calificare în diferitele specialităţi tehnice şi economice.

După ce au fost biruite greutăţile inerente începutului ca : lipsa de documentaţie, de dotare tehnică, de cadre, de experienţă şi pe măsură ce s-au putut furniza bazele de proiectare, s-a ajuns să se poată face faţă necesităţilor de proiectare ale întregii industrii miniere. Într-adevăr, în afară de cinci proiecte comandate în ţările prietene şi de unele proiecte ce intră în profilul altor organizaţii, întreaga documentaţie tehnică necesară creşterii cantitative şi saltului calitativ realizat de industria noastră minieră din 1951 încoace, a fost asigurată de IPROMIN şi de secţiile de proiectări din principalele bazine miniere, secţii care la început au constituit filiale IPROMIN, iar apoi au fost integrate în întreprinderile miniere.

De menţionat, de asemenea, că datorită specificului minier, cu excepţia unor proiecte de utilaje şi de instalaţii mai ales din prima perioadă de existenţă a institutului, proiectele elaborate de IPROMIN nu sînt traduceri sau adaptări de proiecte de peste graniţă, ci creaţii proprii ale colectivelor noastre de proiectanţi. Ca orientare generală în activitatea IPROMIN au existat mai multe etape.

În perioada iniţială, în lipsa documentaţiei geologice asupra zăcămintelor şi pentru a face faţă sarcinilor imediate de creştere a producţiei, au fost întocmite în primul rînd proiecte de execuţie pentru lucrări miniere curente, pentru obiecte de suprafaţă — mai ales mijloace de transport şi instalaţii energetice — sau pentru asimilarea unor utilaje simple.

Pe măsura cunoaşterii zăcămintelor, creşterii bazei materiale, avansării lucrărilor de cercetări tehnologice, precum şi în urma conturării unei orientări privind dezvoltarea diferitelor ramuri şi sectoare ale industriei miniere, s-a putut trece la o etapă nouă în activitatea de proiectare, în care un rol important a revenit muncii de concepţie. În această etapă s-a trecut la elaborarea de planuri de sistematizare şi de dezvoltare a exploatărilor miniere, în care au fost studiate soluţiile de principiu privind dezvoltarea fiecărei întreprinderi şi exploatări miniere, precum şi soluţiile principale în toate problemele complexe, ca deschideri, metode de exploatare, probleme de preparare, utilităţi. În sectorul de utilaje, s-a proiectat asimilarea unui mare număr de utilaje miniere şi de preparare, de tehnicitate mai ridicată.

În fine, în ultimii patru ani, traducînd în viaţă Directivele Congresului al III-lea al P.M.R. şi îndrumările M.M.E.E. privitoare la dezvoltarea industriei miniere, în urma precizării documentaţiei geologice privind potenţialul de rezerve al fiecărui bazin, pe baza cunoaşterii necesităţilor economiei naţionale pe perioade mai îndelungate, au fost elaborate studii privind dezvoltarea în perspectivă a diferitelor sectoare miniere — cărbune, minereuri de fier, neferoase, substanţe nemetalifere, sare etc. Tot în această perioadă s-a trecut la reconsiderarea unora din planurile de sistematizare şi de dezvoltare ale exploatărilor miniere, pe baza noilor rezerve şi în lumina noilor orientări cu privire la ridicarea nivelului tehnic al activităţii de construire a minelor şi de exploatare.

În proiectele elaborate în această perioadă accentul principal a fost pus pe calitate, pe soluţii tehnice avansate, cît mai apropiate de nivelul tehnicii mondiale, pe asigurarea unei eficienţe economice ridicate a investiţiilor.

Liniile principale urmate în proiectare în această perioadă au fost :

— concentrarea producţiei în unităţi miniere mari, prin deschiderea de mine noi la capacităţi de 1,0—1,5 mil. t/an şi dezvoltarea apreciabilă a capacităţii minelor existente ;

— soluţii simple de deschidere, cu concentrarea în subteran pe cît mai puţine orizonturi şi în cît mai puţine locuri de muncă, prin introducerea şi extinderea metodelor de exploatare de mare productivitate ;

— extinderea, în toate cazurile posibile, a exploatării prin cariere şi trecerea la exploatarea prin cariere mari ;

— extinderea mecanizării atît la lucrările de construcţie a minelor, cît şi la cele de exploatare din subteran şi de la suprafaţă, precum şi iniţierea de proiecte pentru o serie de automatizări. De asemenea, s-a propus achiziţionarea unor utilaje de mare capacitate şi de înaltă tehnicitate. În paralel, s-a proiectat asimilarea sau crearea de utilaje de nivel tehnic ridicat, ca maşini de extracţie, utilaje de preparare şi altele, precum şi modernizarea utilajului minier realizat în trecut ;

— realizarea de instalaţii moderne pentru prepararea minereurilor de fier, pentru spălarea cărbunilor, îmbunătăţirea tehnologiei de preparare a minereurilor neferoase, înnobilarea combustibililor inferiori etc.

O preocupare deosebită în întreaga activitate de proiectare a fost crearea de condiţii bune pentru securitatea şi protecţia muncii.

Analiza economică a proiectelor a fost orientată în vederea îndeplinirii sarcinilor Congresului al III-lea al P.M.R., căpătînd un rol creator în proiectare, calcule economice însoţind proiectarea pe parcurs, care ajută la alegerea variantelor mai eficiente ca volum de investiţii, investiţie specifică, preţ de cost, termen de recuperare etc. Cînd nici una din variante nu asigură indicatori economici superiori, proiectantul este obligat să studieze variante noi, pentru a se ajunge la soluţii optime.

De asemenea, au fost introduse metode matematice şi statistico-matematice pentru rezolvarea unor probleme economice: stabilirea condiţiilor industriale ale zăcămintelor de minereuri, determinarea capacităţii optime pentru minele Moldova Nouă, Filipeşti, Livezeni, stabilirea tensiunilor optime de alimentare cu energie în industria minieră, unele calcule de programare liniară, determinarea raportului limită de descopertare la carierele de lignit din Oltenia etc.

După cum este ştiut, proiectarea constituie puntea de legătură între activităţile de cercetare pe de o parte şi cele de construcţie şi de exploatare pe de alta.

De la naţionalizare pînă astăzi, industria noastră minieră a cunoscut o remarcabilă dezvoltare. Astfel, între anii 1948—1963 producţia de cărbune şi de sare a crescut de 3—3,5 ori, producţia de minereuri complexe de 10 ori, iar cea de minereuri de fier de 13 ori.

În aceeaşi perioadă nivelul tehnic al activităţii miniere a crescut apreciabil, iar productivitatea muncii în perioada anilor 1955—1962 a crescut cu 63%, cu un ritm anual de aproape 8%.

Această dezvoltare rapidă a fost susţinută cu documentaţii tehnice elaborate de către IPROMIN în proporţie de circa 75%, iar restul — de secţiile de proiectare de pe lîngă întreprinderi.

Vom menţiona cîteva din proiectele mai importante, pe ramuri şi sectoare miniere.

a. Pentru ramura cărbune

Au fost elaborate studii tehnico-economice pentru dezvoltarea în perspectivă a producţiei de cărbune pentru cocs, a lignitului de pe teritoriul R.P.R. şi separat în bazinele Crişana şi Căpeni-Baraolt (în colaborare cu M.M.E.E.), studii tehnico-economice pentru punerea în exploatare a rezervelor de lignit din Oltenia (Valea Motrului), Rovinari, Albeni, Tismana şi parţial Valea Jiului), studii tehnico-economice pentru raţionalizarea şi dezvoltarea producţiei în bazinele şi exploatările miniere existente şi pentru deschiderea mai multor mine şi cariere noi.

Pe baza acestor studii şi sistematizări şi prin proiectele care au decurs din ele s-a realizat dezvoltarea marii majorităţi a minelor existente, redeschiderea unor mine închise în trecut, deschiderea primelor cariere de lignit din R.P.R. (Rovinari şi Vîrghiş) şi a numeroase mine noi, din care cele mai multe se află în exploatare, altele sînt în construcţie (Horăşti, Leurda, Ploştina, Drăgana) sau urmează a fi începute (Livezeni, Mesteacăn, carierele Tismana, Bărbăteni, etc.).

Pentru prepararea cărbunelui s-au proiectat: reconstrucţia preparaţiilor Anina şi Petrila, preparaţia nouă de la Coroeşti, preparaţia Cozla, 10 instalaţii de sortare şi însilozare, fabrica de brichete de lignit de la Căpeni.

Cinci din minele noi au fost proiectate pentru capacităţi mari — în jur de 1 mil. tone pe an fiecare — iar carierele noi de lignit pentru capacităţi în jur de 1,5 mil. tone pe an. Acolo unde productivitatea scăzută a zăcămîntului nu a permis crearea de mine de capacităţi mari s-a preconizat o concentrare a producţiei într-o incintă centrală pentru o întreagă exploatare minieră. Ca urmare, producţia medie zilnică pe o exploatare carboniferă a crescut de la 550 tone în anul 1938 la 1 200 tone în anul 1962, iar după punerea în funcţiune a minelor noi, producţia medie pe o exploatare va atinge circa 3 500 tone/zi.

La minele noi concentrarea producţiei în abataje se realizează prin creşterea ponderii producţiei din abataje frontale pînă la 70% la minele de lignit (cu excepţia celor din Oltenia) şi pînă la 45—60% la minele din Valea Jiului. La minele de lignit s-au prevăzut abataje frontale cu lungimi de 60—70 m, cu mecanizare complexă — tăiere, încărcare, transport, susţinere — iar la cele de huilă — abataje de 80—100 m, mecanizate cu pluguri de cărbune, transportoare blindate şi susţinere metalică.

La lucrările de deschidere cu lungimi mari de la minele de lignit, s-au prevăzut combine de înaintare, susţinere metalică, iar pentru celelalte lucrări — dotarea cu maşini de încărcat de tipuri adecvate.

Pentru exploatarea stratelor groase de lignit din Oltenia, ca şi pentru exploatarea prin cariere mari au fost întocmite studii şi proiecte menite să rezolve aceste probleme dificile.

Uzinele de preparare a cărbunelui vor avea fluxuri şi utilaje moderne: prepararea claselor cu granulaţii mari în instalaţii cu mediu dens, a claselor cu granulaţii mici în maşini de zeţaj, flotarea şlamului şi retratarea mixtelor prin hidrociclonare în mediu dens.

b. Pentru sectorul minereurilor de fier — mangan

S-a elaborat studiul tehnico-economic de perspectivă pentru dezvoltarea producţiei de minereu de fier, precum şi planurile de sistematizare pentru minele Teliuc, Ghelar, Ocna de Fier, Căpuş şi Lueta. Exploatările de minereu de fier vor fi, în general, de mari capacităţi, producţia din cariere reprezintă circa 55% din total, iar la minele cu activitate în subteran s-au prevăzut şi s-au aplicat metode de mare productivitate. Astfel, la Ghelar s-a propus exploatarea cu surpare dirijată, cu surpare în subetaje şi cu înmagazinare. Aplicarea acestor metode a adus o creştere a productivităţii muncii de peste 4 ori faţă de anul 1938, la această mină.

Ca mecanizare s-a propus prin proiecte şi apoi s-a realizat dotarea cu perforatoare grele, cu foreze pneumatice, maşini de încărcat, screpere, vagonete de 1,5 m^3, locomotive de mare capacitate şi altele. Pentru cariere s-au întrodus excavatoare cu cupă de 2,5—3 m^3 şi camioane de 10 tone.

Nu mai puţin importante sînt proiectele pentru uzinele de preparare a minereurilor de fier de la Teliuc şi Căpuş.

Aceste uzine sînt proiectate cu o tehnologie la nivelul tehnicii mondiale şi cu utilaje de mare productivitate, proiectate de asemenea de IPROMIN (cu excepţia separatorilor magnetici). Fluxul tehnologic la uzina Teliuc este compus din prăjire magnetizantă în cuptoare rotative, separare magnetică umedă şi filtrarea concentratelor, înnobilarea minereului la această uzină conduce la creşteri apreciabile a productivităţii furnalelor, şi la importante economii de cocs.

c. Pentru sectorul de neferoase

Au fost elaborate planuri de sistematizare pentru toate exploatările în funcţie, precum şi pentru deschiderea unor zăcăminte noi.

Ca elemente de tehnică nouă, prin proiectele elaborate în ultimii ani au fost prevăzute : săparea rapidă a galeriilor principale de deschidere şi transport la cinci mine şi a şapte puţuri principale de extracţie. Au fost preconizate metode de exploatare cu înmagazinare, cu surpare, cu front lung direcţional, cu camere cu înmagazinare şi cu subetaj fără rambleiere ; de asemenea, introducerea unor utilaje cu randamente ridicate, ca perforatoarele cu avans automat, maşinile de încărcat cu siloz, trenul de betonare. Totodată, s-a proiectat aerajul mecanic la majoritatea minelor.

În domeniul preparării minereurilor neferoase, IPROMIN a elaborat proiecte pentru :

— 8 amplificări şi reconstrucţii de instalaţii, din care la unele amplificarea este de 4—10 ori capacitatea iniţială ;

— 20 instalaţii de preparare noi, toate efectiv realizate, din care sînt de menţionat : Flotaţia Deva, Flotaţia centrală Baia Mare, Cianuraţia Baia de Arieş ;

— două complexe de preparare de mare capacitate, în curs de construcţie.

Realizarea acestor obiective a dus la creşterea capacităţii de preparare de 10 ori faţă de anul 1948, iar în anul 1965 creşterea va fi de 14 ori.

Instalaţiile proiectate se caracterizează prin capacităţi în general mari de producţie, linii tehnologice de 250 şi 500 tone pe zi, grad sporit de mecanizare, fluxuri tehnologice bazate pe flotaţie diferenţială la minereurile complexe şi cuprifere, amalgamare, cianurare sau flotaţie colectivă pentru minereurile aurifere : flotaţie colectivă urmată de separarea concentratelor monometalice la Bălan, Baia Sprie, flotaţie stadială la Burloaia.

Cea mai importantă realizare în acest domeniu este proiectarea de către IPROMIN şi uzinarea în ţară a tuturor utilajelor necesare instalaţiilor de preparare arătate.

d. În sectorul minereurilor nemetalifere, bauxită şi sare

Au fost întocmite proiecte pentru dezvoltarea producţiei de nisipuri caolinoase şi industriale, inclusiv instalaţii de preparare a caolinului şi de clasare a nisipurilor, instalaţii de preparare a feldspatului şi bentonitei, pentru punerea în exploatare şi preparare a baritei, instalaţia modernă de preparare a calcarului, punerea în exploatare a unor zăcăminte de cretă, argilă refractară şi altele.

Pentru bauxită s-a proiectat exploatarea zăcămîntului din Pădurea Craiului şi instalaţiile de spălare a bauxitei, asigurîndu-se prin acestea alimentarea cu materie primă a uzinei de alumină şi apoi a combinatului de aluminiu, unul din principalele obiective prevăzute de Directivele Congresului al III-lea al P.M.R.

În sectorul sării s-au elaborat studii tehnico-economice privind dezvoltarea sistematică, în perspectivă, a producţiei de sare pentru consumul intern şi pentru export, proiecte pentru exploatarea sării în soluţie prin sonde la Ocna Mureş, Tg. Ocna şi Ocnele Mari, pentru deschiderea salinei noi de la Ocna Dej inclusiv instalaţia de preparare, sistematizări pentru Salinele Tg. Ocna, Ocnele Mari, Slănic-Prahova şi altele.

★

În ceea ce priveşte proiectarea de utilaje miniere, s-ar putea spune că dacă pînă la naţionalizare se proiectau şi fabricau în ţară doar vagonetele de mină, în perioada scurtă din 1950—1963 s-a reuşit să se proiecteze şi să se uzineze în ţară aproximativ 80% din tonajul de utilaj minier şi de transport necesar mineritului şi aproape 100% din utilajul necesar instalaţiilor de preparare.

De la perioada 1950—1951, cînd s-a început proiectarea de utilaje simple, ca ciocanele de abataj, troliile de manevră, utilajele pentru liniile tehnologice de preparare de capacităţi mici (60—125 tone pe zi), s-a ajuns în ultimii anii la proiectarea de utilaje mari şi de tehnicitate ridicată ca : maşini de extracţie, utilaje pentru linii tehnologice de preparare de 250—500 tone pe zi, trolii de săparea puţurilor, instalaţii pentru betonarea puţurilor de 6 m diametru, transportoare pe cablu fix etc.

IPROMIN a fost iniţiatorul proiectării pe baze moderne a utilajelor de transport cu bandă de cauciuc, cu plăci metalice, a concasoarelor, granulatoarelor şi a altor utilaje care sînt solicitate frecvent de întreaga industrie, iar unele sînt articole de export.

În domeniul instalațiilor mecanice de suprafață sarcinile Institutului nostru au fost din ce în ce mai mari, urmare a creșterii continue a producției, a construirii de mine cu capacități tot mai mari, a necesității de a rezolva fluxuri tot mai complexe, care pretindeau o mecanizare avansată precum și automatizări.

Proiectele elaborate au prevăzut echiparea a 25 puțuri cu instalații de extracție de uz curent, la început importate, apoi proiectate și uzinate în țară.

Pentru minele cu capacități de producție în jur de 1 mil. tone pe an, cu adîncimi de ordinul a 400—800 m, s-au prevăzut instalații de extracție cu multicablu, cu schipuri de 8—12 tone, sau colivii cu 4 etaje, mașinile urmînd a fi instalate în turnuri de extracție din beton armat, cu înălțimi de 50—70 m, soluții neobișnuite pînă în prezent la noi, atît ca tehnologie a părții mecanice cît și a construcției.

Asemenea instalații s-au proiectat să se monteze la mina Lonea II, Hîrnicu, Aninoasa Sud ș.a. De asemenea, au fost propuse prin proiecte ventilatoare mari axiale la Anina, Barza, turbocompresoare de mare capacitate la Anina, Lupeni și altele.

Pe linia tehnicii noi se situează proiectele pentru instalațiile de extracție în sistem bloc, cu comasarea mai multor construcții: turnul de extracție, casa turnului, silozurile, stația de încărcare a funicularului, grupul social-administrativ, centrala termică. Comasarea reduce simțitor suprafața incintei, distanțele de transport, permite o mecanizare și automatizare avansată și duce la o importantă economie de investiții și de cheltuieli de exploatare.

Pentru transportul substanțelor minerale utile și al sterilului la suprafață, IPROMIN a proiectat 15 funiculare. Primele au mers pe linia celor aflate în dotația din trecut a minelor, urmînd apoi o linie ascendentă prin proiectarea mecanizării stațiilor de încărcare și descărcare, și a dispozitivelor de mecanizare și automatizare a funicularelor. Dintre funicularele cu un înaintat grad de mecanizare și automatizare se citează funicularele de steril Anina și Coroești, funicularul Aninoasa - Coroești, Schitu Golești- Drăgana. De asemenea, telefericul Baia Borșa.

S-au realizat efectiv o serie de alte instalații pe bază de proiecte IPROMIN, care cuprindeau elemente de tehnică nouă ca : instalația de uscare a lignitului prin fluidizare cu antrenare de la Căpeni, instalația de transport pneumatic, instalații pentru săparea prin înghețare a puțurilor Godeni și Poenari.

Din punct de vedere constructiv, după cum este cunoscut, lucrările specifice industriei miniere nu au caracter monumental și nu pun probleme de structură deosebite. Totuși și în acest domeniu s-au realizat progrese importante. Într-adevăr, s-a făcut un mare salt de la instalația de preparare Capnic, proiectată în anii 1950—1951 cu o structură în care predomină pereții portanți din lemn pe zidărie de piatră și acoperișuri din ferme de lemn, fără exigențe din punct de vedere arhitectonic, pînă la structurile de beton armat cu oțeluri superioare și complexele incintelor de preparare Deva, Zlatna, Baia Mare, Teliuc ș.a.

Construcțiile în regiunile miniere pun probleme dificile de fundare, datorită terenurilor alunecătoare, accidentate, haldelor vechi etc. probleme pe care IPROMIN le-a rezolvat în mod satisfăcător.

Mai merită să fie amintită realizarea silozurilor circulare de mare capacitate, pe bază de cofraje glisante sau cățărătoare, la Coroești, Baia Mare, Săsar, halele înalte de la Uzina Teliuc și culoarele de benzi de la Coroești.

Au fost proiectate și realizate circa 130 mii m^2 construcții pentru instalații de preparare; 90 mii m^2 construcții auxiliare, 80 mii m^2 de construcții social-administrative, capacități de depozitare pentru 70 mii tone, 15 funiculare în lungime de 70 km, drumuri și căi ferate industriale în lungime de circa 500 km, etc.

Ca realizări pe linie economică în cei 14 ani de activitate, menționăm reducerea ponderii lucrărilor de construcții și montaj din totalul investițiilor industriei miniere cu circa 6%, suprafețele construite raportate la tona de minereu prelucrat s-au redus cu 50%, investiția pe tona de produse depozitate s-a redus aproape la jumătate, cu reduceri de 40—50% la beton, oțel-beton etc.

Ca activități auxiliare proiectării au fost realizate 700 studii geotehnice și hidrogeologice și marea majoritate a lucrărilor topografice necesare elaborării proiectelor, precum și sistematizarea topografică a bazinelor miniere, lucrări care au îmbunătățit mult fondul topografic al industriei miniere. Introducerea aparatelor și metodele noi, precum și execuția acestor lucrări la un nivel ridicat, s-au reflectat în calitatea foarte bună a lucrărilor topografice.

În ceea ce privește introducerea automatizării, în afara proiectelor de automatizare a funicularelor și a rampelor la puțurile de 250 mii tone pe an elaborate de IPROMIN, la cererea noastră Institutul de proiectări pentru automatizări (I.P.A.) a elaborat 35 proiecte de automatizări, din care 17 în fază de execuție, pentru instalații de preparare, stații de ventilatoare, dispecerizări de transporturi și instalații de semnalizare, stații de pompe, de compresoare etc.

Îmbunătățiri importante s-au obținut în ceea ce privește metodele de proiectare, scurtarea duratei de proiectare și reducerea costului acesteia.

Pînă în prezent, în mare măsură proiectarea s-a făcut după metode clasice. În anul 1963 s-au inițiat primele măsuri pentru introducerea, în unele cazuri, a proiectării pe bază de machete. În topografie se aplică cu succes fotogrametria terestră.

Durata de proiectare, productivitatea muncii în proiectare și costul acesteia se poate considera că s-au redus față de anii 1950—1951 cu 40—45%, prin elaborarea și utilizarea de proiecte tip, refolosibile sau directive, pentru un mare număr de obiecte : lucrări miniere, ateliere de mină, remize de locomotive, grupuri social-administrative ; prin ridicarea calificării personalului de proiectare, îmbunătățirea documentației de bază, schimburi de experiență mai active cu alte țări ; prin reducerea fazelor de proiectare și simplificarea proiectării.

Tot pe această linie de preocupări sînt de menționat studiile de sinteză elaborate de IPROMIN privind nivelul tehnicii mondiale pentru anumite operații din procesul de producție minier, care înlesnesc documentarea tehnică a proiectanților, cum sînt : tehnologia modernă a săpării puțurilor, stadiul actual al rambleierii, exploatarea stratelor groase de cărbuni, studiul procedeelor și fluxurilor moderne pentru prepararea minereurilor neferoase etc.

S-a ajuns la înlăturarea decalajului între proiectare și execuție, la începutul fiecărui an planul de investiții al industriei miniere fiind acoperit cu proiecte în proporție de cel puțin 80%.

Pentru viitor se impun atenției noastre Directivele Congresului al III-lea al P.M.R. care prevăd în perspectivă creșteri accentuate de producție pentru toate sectoarele industriei miniere, îmbunătățiri sensibile în activitatea tehnică, precum și o ridicare a eficienței economice a investițiilor.

Ca institut central de proiectări miniere, cu profilul stabilit prin H.C.M. nr. 191/1963 și precizat prin Hotărîrile colegiului M.M.E.E., Institutului de proiectări miniere îi revine în primul rînd sarcina de a elabora la un nivel ridicat studii de perspectivă și proiecte de concepție pentru obiectivele miniere, precum și proiecte de execuție pentru obiecte importante și de tehnicitate ridicată.

Este necesar să ne însușim și să aplicăm în proiecte, în măsură mai mare ca în trecut, tehnologia cea mai avansată în construcția minelor, metodele de exploatare și mecanismele cele mai adecvate, procedeele moderne pentru creșterea recuperării în instalațiile de preparare, pentru valorificarea integrală a conținuturilor utile din minereuri, sporirea gradului de industrializare a construcțiilor de suprafață care se pretează la aceasta și introducerea tehnicii mondiale în proiectele de utilaje.

În acest scop este necesar să continuăm eforturile pentru formarea de cadre tehnice și economice de înaltă calificare, cu concursul cărora să se asigure elaborarea de proiecte prin care industria noastră minieră să fie adusă cît mai aproape de nivelul mondial.

Este necesar să ne însușim în măsură tot mai mare metodele moderne de proiectare și de analiză economică în proiectare.

Trebuie să realizăm o colaborare mai strînsă cu Institutul de cercetări miniere (ICEMIN), cu trusturile de construcții, cu întreprinderile miniere, să asigurăm într-o măsură mai mare ca în trecut asistența tehnică pe teren, pentru realizarea proiectelor elaborate de IPROMIN.

Mai este necesar să acordăm o asistență metodologică sporită organizațiilor de proiectare de pe lîngă întreprinderi și să asigurăm, ca proiectant general, o coordonare mai eficace a tuturor proiectelor de obiecte de la suprafața minelor, elaborate de aceste organizații.

◆

Realizări şi tendinţe în proiectarea minelor noi

Ing. C. CENUŞE
Director tehnic al IPROMIN

Sarcinile importante trasate de cel de-al III-lea Congres al P.M.R. în dezvoltarea industriei miniere din ţara noastră au necesitat, pe lîngă reconstrucţia, dezvoltarea şi modernizarea minelor actuale, deschiderea unor mine noi, atît la lignit şi huilă, cît şi la minereuri.

Astfel în ultimii ani Institutul de proiectări miniere a elaborat proiecte pentru deschiderea unor mine noi importante cum sînt: minele de huilă din Valea Jiului, Livezeni şi Bărbăteni, minele de lignit din bazinul Valea Motrului, Horăşti, Leurda şi Ploştina, minele de minereuri neferoase Moldova-Nouă, Leşul Ursului şi altele.

Avînd în vedere ponderea importantă de producţie, precum şi posibilităţile mai largi pe care le oferă deschiderea unei mine noi în privinţa aplicării unor soluţii de înalt nivel tehnic, bazate pe un grad ridicat de mecanizare, la elaborarea acestor proiecte s-a acordat o atenţie deosebită urmărindu-se obţinerea unor indicatori tehnico-economici ridicaţi.

În cele ce urmează vom încerca să desprindem problemele cele mai importante care s-au pus în faţa IPROMIN, modul cum au fost rezolvate şi concluziile care se pot trage pentru viitor.

I. Capacitatea de producţie a minelor

Dacă luăm în considerare cele trei tipuri de mină (separate, unificate şi complexe) în proiectele noi elaborate au fost întîlnite toate cazurile predominînd însă tipul de mină separată.

În bazinul Valea Jiului în proiectele noi se prevăd două mine separate şi o mină complexă pentru prima etapă. Se menţine situaţia actuală cu instalaţii de preparare care deservesc mai multe mine.

În bazinul Valea Motrului se prevăd mine separate însă cu anumite deserviri centrale şi anume: depozite, atelier de reparaţii, atelier de prefabricate, triaj pentru formarea marşrutelor.

În toate cazurile s-a mers pe linia concentrării în unităţi de capacitate mare (considerate la condiţiile de zăcămînt din ţara noastră), de ordinul a 0,75—1,5 mil. tone/an.

În privinţa modului de stabilire a capacităţilor de producţie în general s-a aplicat procedeul variantelor şi în majoritatea cazurilor s-a pus problema atingerii unei capacităţi tehnice maxime, urmărindu-se în acelaşi timp asigurarea unei durate de exploatare de 30—50 ani.

Pentru stabilirea capacităţii optime de producţie în ultimul timp s-a trecut la aplicarea de calcule matematice.

Din experienţa aplicării în aceste cîteva cazuri a calculelor matematice, precum şi din experienţa altor ţări, se desprinde posibilitatea extinderii în proiectare a determinării capacităţii de producţie optime pe această cale. La condiţiile de zăcămînt din ţara noastră pentru minele de cărbuni, care în majoritatea cazurilor ne dau rezerve limitate, vom avea ca parametri variabili capacitatea de producţie şi durata de existenţă a minei, ceea ce simplifică metoda de calcul.

În acest scop este însă absolut necesar să se îmbogăţească datele noastre statistice cu o serie de indicatori pe faze de lucru care duc la stabilirea coeficienţilor şi costurilor care intră în formule şi de a căror exactitate depinde în principal rezultatul.

Pentru minele de minereuri în prima etapă trebuie elaborate la toate zăcămintele studiile privind stabilirea condiţiilor industriale. Pe baza acestor studii se delimitează, în mod destul de exact, variantele care pot fi luate în considerare în funcţie de anumite considerente economice. Variantele odată stabilite trebuie analizate complet după metodologia curentă de proiectare; delimitarea lor însă, simplifică foarte mult problema.

II. Lucrări de deschidere

Ca soluţii de deschidere problemele s-au pus diferit la minele de lignit şi cele de huilă.

Pentru minele din Valea Jiului deschiderea este prevăzută prin două puţuri centrale, unul amenajat cu schip pentru extracţie şi altul cu colivii pentru transportul sterilului, materialelor şi personalului şi o serie de puţuri sau suitori marginale pentru aeraj şi rambleu amplasate în funcţie de blocurile geologice.

Se prevede un singur orizont principal al minei care leagă aceste lucrări, iar în funcţie de tectonica zăcămîntului, puţuri oarbe şi orizonturi secundare pornite din aceste puţuri.

În ce priveşte stabilirea înălţimii unui orizont s-a aplicat metoda variantelor urmărindu-se în acelaşi timp o durată de funcţionare de minimum 10 ani ca orizont de extracţie (luînd în considerare şi perioada ca orizont de aeraj, durata se dublează).

În general putem spune că schema de deschidere, la minele din Valea Jiului, corespunde unei concepţii moderne cu concentrarea transportului principal pe un singur orizont. Ceea ce se remarcă însă este un număr (deşi mai redus decît la minele actuale) ridicat de orizonturi secundare şi puţuri oarbe.

Acest lucru este condiţionat în cea mai mare parte de tectonica pronunţată şi numărul mare de blocuri şi strate.

Cu toate aceste condiţii grele considerăm că în viitor va trebui să avem în vedere, pentru o mai mare concentrare a transportului, examinarea posibilităţilor de înlocuire a transportului cărbunelui prin puţuri oarbe cu vagonete, prin transportul pe buncăre amenajate cu descensoare spirale sau alte tipuri.

Pentru minele de lignit, avînd în vedere adîncimea redusă, orizontalitatea stratelor şi topografia terenului, deschiderea a fost posibilă şi raţională prin galerii de coastă şi planuri înclinate.

În urmărirea unei concentrări şi reduceri a volumului de deschidere o soluţionare judicioasă s-a realizat la mina Ploştina prin deschiderea comună a două strate în stratul inferior şi concentrarea producţiei prin buncăre colectoare. Această soluţie va trebui avută în vedere şi în alte cazuri în viitor.

O altă problemă a fost mărirea panourilor de exploatare la 300 m aripă faţă de 150—200 m, cît s-a aplicat pînă în prezent. Considerăm însă că şi această lungime pe direcţie este mică. Pentru cazurile abatajelor frontale cu susţinere mecanizată, experienţa altor ţări arată că lungimea limită pe direcţie (o aripă) trebuie să fie 500—800 m, avîndu-se în vedere cheltuielile de montare şi demontare a utilajelor. În consecinţă, în viitor se va propune necesitatea creşterii mărimii panourilor de exploatare şi o dată cu creşterea vitezelor de avansare a fronturilor, acest lucru va fi posibil.

La minele de minereuri schemele de deschidere constau dintr-un puţ central combinat cu galerii de coastă şi puţuri laterale pentru aeraj. În ce priveşte înălţimea etajelor s-a ales înălţimea de 50 m, însă cu orizonturi principale de transport şi de aeraj la 100 m, ceea ce realizează o concentrare a transportului şi o durată de 10 ani ca orizont de extracţie.

În ce priveşte profilul lucrărilor de deschidere, în general, s-a trecut la profile mai mari decît cele folosite pînă-n prezent, acest lucru fiind necesar atît pentru transport cît şi pentru aeraj. Ca urmare, în noile profile tipizate elaborate de IPROMIN s-a ţinut seamă de această necesitate fiind prevăzute o serie de profile mai mari, corespunzătoare cerinţelor actuale.

Accelerarea ritmului de deschidere a minelor

Una din operaţiile de lungă durată în deschiderea unei mine o constituie săparea şi echiparea puţurilor de extracţie. Aplicarea soluţiilor clasice de pînă în prezent, cu instalaţii provizorii de adîncime, duc la pierderi de timp prin întreruperile cauzate de echiparea definitivă. Din acest motiv va trebui să avem în vedere, pentru puţurile prevăzute cu maşini de extracţie la sol, folosirea pe cît posibil a instalaţiilor de extracţie definitive.

Acest lucru prezintă avantajul reducerii lucrărilor necesare provizoratului, cel al posibilităţilor de folosire a unor chible de capacitate mai mare (1,5—2 m^3) şi totodată posibilitatea începerii imediate a lucrărilor orizontale.

Pentru cazurile cu maşini de extracţie Köpe mono- sau multicablu, prevăzute în turn, este de luat în considerare soluţia propusă la puţul Hîrnic-Musariu (ridicarea turnului definitiv pînă la prima platformă şi montarea moletelor pentru maşina de adîncire, continuîndu-se săparea concomitent cu ridicarea turnului şi montarea maşinii definitive).

O a doua problemă o constituie creşterea vitezei de săpare pentru care soluţia cu cofraj glisant, proiectată şi aplicată cu succes în Valea Jiului, va trebui extinsă la majoritatea puţurilor. În acest scop, se vor elabora proiecte pentru cofraj glisant la diferitele diametre de puţuri.

În ce priveşte lucrările orizontale în steril, se prevede extinderea mecanizării încărcării cu maşini de încărcat cu cupă acţionate electric sau pneumatice. Pentru minele de lignit la galeriile pe strat combina PK-3 s-a dovedit corespunzătoare. În bazinul Valea Motrului s-au executat pînă în prezent 6 mii m cu această combină şi se consideră indicată extinderea ei şi pe viitor.

O frînă în creşterea vitezelor de avansare o constituie susţinerea, în special în cazul susţinerii cu beton, care de altfel se prevede la majoritatea lucrărilor de deschidere, avînd în vedere durata lor lungă.

La aceste lucrări este necesară orientarea spre mecanizarea betonării în primul rînd prin torcretare (în special la minele de minereuri), și în al doilea rînd, prin turnarea mecanică în spatele cofrajelor. Prima soluție trebuie experimentată și în roci mai slabe cu diferite soluții de susținere combinată (ancore, plasă metalică, arce metalice etc.).

Prețul de cost al betonării se reduce, după cum rezultă din experiența altor țări, cu 20—25%. Cel mai important avantaj este însă creșterea vitezelor de betonare de 2—4 ori față de realizările pe cale manuală, ceea ce duce în final la darea mai repede în funcțiune a unor obiective cu consecințele economice favorabile respective.

O problemă importantă, în special la minele de minereuri neferoase, o constituie săparea lucrărilor miniere pe înclinare și verticale (rostogoale, suitori). Avansările obținute pînă în prezent în aceste lucrări sînt reduse. Față de volumul mare al acestor lucrări, se impune aplicarea unor soluții noi care să ducă la creșterea vitezelor de avansare.

Ca soluții indicate ar fi folosirea săpării după sistemul *Jora* cu sondă în axul lucrării și platformă mobilă pentru săpare, lărgiri și susținere sau sistemul care apare mai avantajos — *Alimak* — cu platformă mobilă pentru săparea și susținerea care nu mai necesită foraj în ax, manevra făcîndu-se din galeria de bază.

Cu o astfel de instalație s-au obținut rezultate foarte bune în alte țări. La mina Freiberg din R.D.G. cu o instalație tip Alimak STA-3K, aplicată pentru prima oară într-un suitor cu secțiune de 3,6 m^2, s-au obținut 0,62 m/post la săpare și 0,39 m/post la săpare inclusiv montajul instalației.

În concluzie, o atenție deosebită va trebui acordată, în proiectarea tehnologiilor de execuție, lucrărilor de deschidere prin prevederea de soluții noi eficiente în vederea accelerării ritmului de deschidere a minelor.

III. Metode de exploatare

La minele de cărbuni s-a mers în general pe linia extinderii abatajelor frontale datorită avantajelor pe care le prezintă și posibilităților de mecanizare.

Lungimea medie a fronturilor prevăzute este de 70 m la minele de lignit și 80—100 m la minele de huilă față de 46 m lungime medie realizată în anul 1961.

Se prevede o extindere a susținerii cu stîlpi metalici și grinzi articulate, pentru minele de lignit, fiind preconizate experimental și cadrele pășitoare care vor putea avea extindere.

În general, pentru abatajele frontale putem spune că există soluții de mecanizare, urmînd doar a se definitiva experimentările care sînt în curs în diferite cazuri.

O problemă importantă însă o constituie metodele de exploatare în stratele groase cu condițiile de zăcămînt care nu se pretează la actualul sistem de abataje frontale. Se aplică și se preconizează în unele părți menținerea abatajelor-cameră care cu toate îmbunătățirile aduse sau preconizate nu rezolvă actualele cerințe de concentrare și respectiv creștere a productivității.

Din acest motiv considerăm ca o problemă de prim ordin conceperea și experimentarea unor noi metode de exploatare în strate groase și în această direcție un rol important trebuie să-l aibă și lucrătorii din proiectare.

Într-un studiu recent, întocmit de IPROMIN, se propun, pentru stratele groase de lignit, două metode bazate pe experiența altor țări și care credem că ar trebui avute în vedere: metoda de exploatare cu abataj frontal pe toată grosimea cu banc de coperiș care ar fi corespunzătoare pentru grosimea de 3,6—6 m și metoda cu abataj frontal cu banc intermediar pentru grosimi peste 6,6 m.

Importanța acestei probleme rezultă din faptul că pentru minele de lignit din bazinul Olteniei circa 60% o constituie rezerva stratelor groase.

Aceeași problemă se pune și pentru stratul 3 din Valea Jiului, unde pînă în prezent nu sînt prevăzute metode noi de productivitate care să înlocuiască actualele camere sau chiar abatajele frontale în felii, această problemă rămînînd deschisă pentru rezolvare în viitor.

Pentru minele de minereuri orientarea este, peste tot unde condițiile de zăcămînt o permit, spre metodele de exploatare cu înmagazinarea sau în subetaje care dau productivități cu mult ridicate față de celelalte metode. Rămîn însă cu o pondere importantă metodele cu rambleu, datorită condițiilor de zăcămînt nefavorabile metodelor de mai sus.

Pentru aceste cazuri trebuie însă urmărită extinderea la maxim a mecanizării rambleului și a transportului minereului în abataj. Pentru etapa actuală la mecanizarea rambleului considerăm soluția cea mai indicată folosirea screperelor, iar pentru mecanizarea transportului minereului în abataj folosirea screperelor sau a mașinilor de încărcat și transportat tip siloz (după tipul Atlas Copco).

Trebuie să menționăm necesitatea trecerii la elaborarea de proiecte speciale pentru metode noi de exploatare, elaborare care să fie făcută într-o strînsă colaborare cu unitățile de cercetare de la exploatări și cu ICEMIN. Acest lucru ar grăbi rezolvarea acestei probleme importante, care constituie factorul principal în creșterea productivității muncii.

IV. Transportul

Transportul, participînd într-o mare proporție la buna desfășurare a procesului de producție, face parte dintre cei mai importanți factori care determină exploatarea eficientă a unei mine.

În cele ce urmează se vor arăta unele elemente care interesează transportul subteran şi care se reflectă în proiectele IPROMIN, cum sînt de exemplu transportul pe galerii cu conveiere şi vagonete, transportul pe puţuri şi transportul muncitorilor.

1. Transportul cu conveiere

Conveierele folosite sînt fie cu raclete, fie cu bandă de cauciuc. În prezent proporţia conveierelor cu raclete este mult mai mare.

a. *Conveierele cu raclete* au fost studiate de IPROMIN şi tipizate. Tipurile propuse sînt următoarele:

Tabela 1

Denumirea	Debit, t/h	Lungimea, m	Puterea, kW	Forţa de tracţiune la rupere în lanţ, kgf
TR-1 blindat	40	40	5,5	8 000
TR-2 normal	40	40	5,5	10 000
TR-3 şerpuitor-blindat	150	60—120	22 şi 2 × 22	30 000
TR-4 normal	150	120	2 × 22	30 000

Prototipurile acestor conveiere sînt unele în experimentare, altele în curs de execuţie.

Conveierele cu raclete au luat o mare dezvoltare pentru transportul în abataje şi în unele galerii de abataj.

O problemă care va trebui rezolvată în viitor este crearea unor tipuri de transportoare pentru abataj la minele de minereuri unde actualele transportoare cu raclete nu corespund.

b. *Conveierele cu bandă de cauciuc* folosite în subteran sînt de tip RTU-30, cu lăţimea benzii de 700 mm, în unităţi care pot avea lungimi pînă la 300 m şi debite cuprinse între 60 şi 100 t/h. Conveierul este prevăzut cu motor de 29 kW.

Majoritatea acestor conveiere sînt folosite în minele de lignit unde sînt montate în galeriile colectoare şi planele înclinate de panou.

IPROMIN a proiectat unele conveiere speciale, moderne, cum sînt cele al căror şasiu este alcătuit din funie de oţel. Aceste conveiere au unele avantaje faţă de acelea cu şasiu rigid. Astfel au un debit sporit pentru aceeaşi viteză şi lăţime de bandă, se adaptează mai bine spaţiului strîmt din galerii şi pot fi montate atîrnate de armături. Extinderea acestui tip în special în subteran este foarte indicată.

Pentru unele mine noi de lignit s-au făcut studii orientative asupra transportului direct la zi cu conveiere cu bandă de cauciuc. Concluziile care se desprind arată că există o relaţie directă între creşterea tonajului transportat şi limita de eficienţă economică între acest tip de conveiere şi calea ferată. Pentru minele cu o producţie de circa 1 mil. tone/an, distanţa limită este orientativ de 2—2,5 km.

2. Transportul pe cale ferată

Problema care prezintă un interes major este aceea a introducerii vagonetelor de mare capacitate. IPROMIN a elaborat un studiu tehnico-economic prin care s-a aprobat construirea în ţară a vagonetelor de mare capacitate.

Transportul cu vagonete de mare capacitate (3 000 l), aduce economii de circa 50% în comparaţie cu acela cu vagonete de 1000 l.

Vagonetele de mare capacitate admise de M.M.E.E. sînt tip CAER — pentru cele cu cutie fixă (11 000 x 1 400 x 2 400 mm — 2 800 l) şi tipul Granby (1 150 x 1 450 x 3 150 mm — 3 000 l).

În prezent sînt deja construite de către Uzinele UNIO o serie de vagonete care să servească pentru primele experimentări, ce se vor face la Baia Borşa.

Vagonetele tip Granby, potrivit rezultatelor care se vor obţine la minele de minereuri, urmează să fie introduse şi la unele mine noi de cărbuni. Un cîmp vast de aplicare a vagonetelor de mare capacitate oferă atît minele din Valea Jiului, cît şi noile mine de lignit din Oltenia.

Tracţiunea trenurilor se face cu locomotive cu troleu, acumulatoare şi Diesel. În viitor, tendinţa de proiectare este de a prevedea locomotive mai grele şi cu viteze mai mari (cel puţin 10 km/h), accentul punîndu-se pe locomotivele cu troleu. Pentru reţele lungi de galerii, cum sînt cele de la Leşul-Ursului şi Moldova-Nouă, s-au prevăzut locomotive de 14 şi 25 t.

3. Transporturi pe puţuri

Extracţia sau transportul pe puţuri marchează în proiectare trei etape importante:

— tipizarea unor instalaţii de extracţie, în special maşinile şi turnurile de extracţie, de aplicaţie curentă şi care urmează să se construiască în ţară;

— aplicarea la o serie de puţuri principale de extracţie a maşinilor Köpe cu mai multe cabluri;

— prevederea la unele puţuri ca extracţia să se facă cu schipuri.

Pentru puţuri a căror producţie nu depăşeşte 1 000 t/zi şi o adîncime maximă de 300 m, s-au tipizat maşini tip 2 T 2000 şi 2 T 2500, acţionate cu motoare asincrone trifazate. Aceste maşini au deja proiectele elaborate.

Pentru minele noi din Valea Jiului şi puţul Hîrnic-Musariu, sînt prevăzute instalaţii alcătuite din maşini Köpe multicablu.

Pentru o mai mare concentrare a transportului şi pentru asigurarea unui transport continuu, în unele ţări a luat o mare dezvoltare transportul pe puţurile oarbe prin cădere liberă cu ajutorul descensoarelor spirale sau de alte tipuri. În Franţa de exemplu, în anul 1948, în minele de cărbuni funcţionau 5 530 m descensoare spirale, iar în anul 1959 — 9 600 [12]. O extindere mare o are acest sistem de transport în bazinul Ruhr. De asemenea, în U.R.S.S. se pune un accent deosebit pe extinderea acestui sistem de transport datorită avantajelor mari pe care le prezintă.

Va trebui să ne preocupăm de această problemă în proiectele viitoare în special la exploatările unde nu se pune problema granulaţiei, atît pentru cărbuni, cît şi pentru steril şi minereuri.

De altfel, transportul pe puţuri oarbe cu vagonete de mare capacitate şi pe orizonturile intermediare la condiţiile noastre de zăcămînt, de exemplu în Valea Jiului, ar da complicaţii şi dezavantaje care prin soluţia de mai sus se pot elimina.

Pentru deservirea rampelor şi circuitelor, proiectele prevăd circulaţia prin gravitaţie a vagonetelor, frîne moderatoare cu aer comprimat, compensatoare de nivel, împingătoare mecanice pentru încărcarea coliviilor ş.a. În viitor se va urmări introducerea completă a comenzilor electrice la circuite, iar pentru extracţia cu schipuri, automatizarea circuitului subteran şi a încărcării schipului, precum şi a descărcării la zi, în dependenţă cu comenzile maşinii de extracţie.

4. *Transportul personalului*

Problema transportului subteran al muncitorilor la şi de la locurile de muncă este de o importanţă a cărui nivel nu este mai prejos decît alte probleme majore ale unei exploatări miniere. Transportul muncitorilor cu trenurile sau cu conveierele măreşte timpul efectiv de lucru şi scuteşte muncitorii să se obosească parcurgînd drumuri grele şi lungi, ducînd în final la creşteri importante ale productivităţii muncii.

Va trebui să mergem pe linia transportului mecanizat al personalului şi pe planurile înclinate lungi (peste 300 m), cum este cazul minelor de lignit, pe toate galeriile orizontale, care depăşesc 1 000 m, iar la puţuri să se extindă rampele bi- sau multietajate.

★

Din examinarea făcută reiese că în proiectele elaborate pentru minele noi s-a mers pe o concepţie nouă bazată pe o concentrare în unităţi mari de producţie cu o concentrare subterană a transportului, pe un număr redus de orizonturi şi pe o extindere a gradului de mecanizare.

La proiectarea în viitor va trebui să se aplice mai larg calculele matematice în problemele stabilirii capacităţii optime de producţie şi a stabilirii înălţimii optime între orizonturi. Va trebui, de asemenea, să se ţină cont în mai mare măsură de experienţa din mineritul mondial (de cele mai noi şi mai bune realizări), care să fie adaptate în mod real la condiţiile de zăcămînt din ţara noastră.

Trebuie subliniat că pentru o serie de probleme, cum ar fi în special metode noi de exploatare sau introducerea de noi utilaje moderne în subteran, va trebui să se elaboreze proiecte speciale, iar pe baza lor să se treacă la o experimentare mai largă şi într-un ritm mai susţinut şi cu mai multă îndrăzneală.

Asigurarea unui succes deplin în realizarea tuturor problemelor care ne stau în faţă depinde, în primul rînd, de o perfectă colaborare între proiectanţi, cadrele de la exploatări şi cercetători. În această direcţie va trebui să creăm condiţii pentru o bună documentare şi cunoaştere a problemelor de la exploatări de către proiectanţi, pentru schimburi periodice de documentaţii tehnice, pentru asigurarea unei asistenţe tehnice mai largi, fapt care să ducă şi la o creştere a încrederii faţă de soluţiile noi în rîndul cadrelor de la exploatări.

BIBLIOGRAFIE

[1] ****Nivelul mondial al metodelor de exploatare a stratelor de cărbuni şi posibilităţile de aplicare la minele din R.P.R.* IPROMIN, 1963.
[2] *** *Stadiul actual al betonării galeriilor pe plan mondial şi posibilităţile de aplicare în R.P.R.* IPROMIN, 1963.
[3] Cazacu, V.: *Determinarea capacităţii optime de producţie a unei mine.* 1963.
[4] Seviakov, L. D.: *Bazele teoriei proiectării minelor de cărbuni* (traducere uz intern) IPROMIN, 1958.
[5] Řiman, A.: *Proiectarea şi raţionalizarea exploatărilor carbonifere.* Springer, Viena, 1962.
[6] Vidal, V.: *Exploatation des mines.* Paris, 1963.
[7] Horin, V. N.: *Despre mecanizarea complexă a abatajelor de la minele existente.* Ugol nr. 3, 1962, şi Ugol, nr. 2, 1963.
[8] Langenberg, H.: *Raţionalizarea transportului în minele de huilă din Lorena.* Glückauf, 99, nr. 4, 1963.
[9] Dörstewits, G. ş.a.: *Un procedeu pentru determinarea dimensionării celei mai economice a unui nou orizont în mineritul de huilă.* Gluckauf, **99**, nr. 2 1963, p. 57—65.
[10] Marsh, F. şi Rowell, W.: *La mine de futur.* Revue de l'industrie minérale, iunie 1963.
[11] Zămîrcă, P. ş.a.: *Betonul torcretat o nouă metodă de susţinere şi hidroizolare a construcţiilor din subteran.* Revista Minelor, nr. 10 şi nr. 11 1963.
[12] Cenşe, C. ş.a.: *Principalele orientări ale progresului tehnic în proiectare şi construcţia minelor* 1963.
[13] Melenciuc, V.: *Determinarea analitică a capacităţii de producţie optime a minelor de lignit.* Revista Minelor, nr. 2, 1962.
[14] Tomov, I. ş.a.: *Metodele de exploatare optime pentru zăcămintele de minereuri neferoase din regiunea Baia Mare.* IPROMIN, 1962.

Realizări în domeniul construcţiilor de suprafaţă în sectorul minier

Ing. *D. SOROCEANU*
Ing. şef la IPROMIN

Sesiunea tehnico-ştiinţifică a Institutului de proiectări miniere din 24—25 ianuarie 1961 oglindeşte o perioadă de proiectare de peste 14 ani pentru industria minieră. Începută în anii 1950—1951, în cadrul fostelor institute IPROMIN şi IPROC, activitatea de proiectare s-a dezvoltat neîntrerupt, parcurgînd un drum lung, uneori anevoios, dar care în final a contribuit în mod pozitiv la dezvoltarea industriei miniere, iar în prezent creează condiţiile realizării planului de stat pe anii 1960—1965 ale acestui sector.

Proiectanţii constructori, ingineri şi arhitecţi, au adus un aport important în această activitate. Un bilanţ al primelor realizări este caracterizat prin volumul deosebit de important al construcţiilor care s-au proiectat şi prin acumularea treptată a unei experienţe pentru lucrări, care nu mai fuseseră realizate la noi în ţară. Dominant în această perioadă a fost ritmul de proiectare, care trebuia asigurat pentru punerea în funcţiune a unor obiective, ce condiţionau atingerea nivelelor de producţie din planurile de stat.

În prezent, pe baza experienţei acumulate, se poate vorbi despre o maturitate de concepţie în proiectarea lucrărilor de construcţii miniere, în sensul că majoritatea proiectanţilor au la activ realizări importante, iar institutul în ansamblul său are organizat un mod de proiectare care poate face faţă cu succes problemelor ce i se pun.

De aceea atenţia institutului şi dorinţa proiectanţilor se îndreaptă în prezent către realizarea unui salt calitativ care să se reflecte la lucrările de construcţii prin indici tehnico-economici cît mai favorabili şi prin soluţii de tehnică nouă la nivel înalt.

Vom căuta în cele ce urmează să sintetizăm realizările proiectanţilor constructori, obţinute pînă în prezent şi să indicăm căile de urmat pentru viitor.

I. Realizări

Construcţiile miniere de suprafaţă se caracterizează în general printr-o mare complexitate şi prin condiţii de relief şi de geotehnie deosebit de dificile.

Complexitatea lucrărilor de suprafaţă constă în faptul că ele trebuie să facă faţă unor probleme variate, ca :

— extracţia minereului sau cărbunelui la suprafaţă ;
— transport pe căi ferate industriale, autocamioane, funiculare, benzi transportoare sau alte mijloace ;
— preparare, sortare şi însilozare ;
— deservirea minelor cu aer comprimat, energie, rambleu şi ventilaţie ;
— construcţii auxiliare : ateliere, depozite, magazii, garaje, remize ;
— construcţii social-administrative : băi, săli de apel, lămpării, puncte sanitare, birouri, posturi P.C.I. ;
— alimentări cu apă potabilă şi industrială, canalizări, termoficări ;
— depozitarea sterilului în iazuri de decantare sau halde ;
— cazarea personalului de intervenţie ;
— organizarea de şantier etc.

Simpla enumerare a acestor probleme arată că pentru coordonarea lor sînt necesare cadre de ingineri cu diferite specialităţi., cu experienţă multiplă şi vedere de ansamblu. La această varietate de probleme se mai adaugă şi faptul că majoritatea incintelor miniere sînt amplasate în regiuni de munte sau de deal, cu relief frămîntat şi cu condiţii dificile de fundare, ceea ce face ca proiectarea fiecărei incinte să fie o problemă aparte.

Pentru aceste probleme de suprafaţă Institutul de proiectări miniere şi-a organizat activitatea treptat în ateliere de specialitate : arhitectură şi rezistenţă, instalaţii, drumuri şi căi ferate, pe lîngă atelierele tehnologice propriuzise.

Volumul lucrărilor de suprafaţă, proiectate şi în mare parte realizate, a trebuit să facă faţă unor capacităţi noi de extracţie şi prelucrare de :

— circa 30 mii t/zi pentru minereuri feroase şi neferoase ;
— circa 15 mii t/zi pentru cărbuni ;
— circa 10 mii t/zi pentru minereuri nemetalifere.

Pe categorii mai importante aceste lucrări de suprafaţă au constat din aproximativ :

— 130 mii m^2 de construcţii industriale pentru prepararea şi sortarea minereurilor şi cărbunelui ;

— 70 mii t capacități de depozitare a minereurilor și cărbunelui în silozuri și buncăre ;
— 90 mii m^2 de construcții miniere auxiliare (ateliere, magazii, stații de compresoare și ventilații etc.) ;
— 80 mii m^2 de construcții social-administrative ;
— 70 km de funiculare ;
— 500 km de drumuri și căi ferate industriale ;
— 60 alimentări cu apă și canalizări ;
— 30 iazuri de decantare pentru steril.

Modul de rezolvare a acestor lucrări, în decursul celor 14 ani de activitate a institutului, a avut o evoluție legată direct de condițiile de dezvoltare a economiei naționale, în general.

În primii ani de proiectare activitatea era concentrată pe instalații de extracție, transport și preparare de capacitate mică, pe lucrări auxiliare de strictă necesitate și pe amenajări minime de teren. Se foloseau de preferință materiale locale, lemn și piatră, iar problemele de ansamblu și de estetică erau reduse.

Treptat, o dată cu creșterea nivelelor de producție, cu acumularea unei experiențe de proiectare, cu apariția unor directive pe linie de construcție și a restricțiilor la materialul lemnos și metalic, modul de rezolvare a construcțiilor miniere s-a dirijat către betonul armat monolit, cu o plastică arhitectonică adecvată și cu preocupare pentru planul general al incintelor.

În ultimii ani proiectarea s-a orientat în mare măsură către folosirea prefabricatelor, către tipizarea anumitor construcții și în general către tehnica nouă.

Va fi edificator să comparăm indicii specifici de la cîteva obiecte curente, proiectate la un interval de circa 10 ani. Astfel :

La silozurile pentru minereuri valoarea de investiție, raportată la tona înmagazinată, a scăzut cu 40%, consumul de beton s-a redus cu peste 50%, iar consumul de oțel-beton s-a redus cu peste 40%.

La pilonii pentru funiculare valoarea de investiție a scăzut cu circa 43%, iar consumul de metal s-a redus cu 42%.

La culoarele pentru benzi transportoare valoarea de investiție s-a redus cu 15—20%.

La instalațiile de preparare a minereurilor suprafața construită, raportată la tona de minereu prelucrat, s-a redus cu peste 50%, iar consumurile de lemn, ciment și oțel-beton s-au micșorat corespunzător.

S-a ajuns astfel ca investiția specifică la lucrările de suprafață să fie simțitor mai mică decît în trecut.

Trebuie totodată remarcat că atît condițiile de lucru cît și concepția generală au evoluat considerabil în acest interval de timp. Astăzi, o incintă minieră importantă nu se poate concepe fără mecanizarea totală a mijloacelor de extracție, transport și prelucrare a minereurilor și cărbunelui, fără asigurarea unor condiții igienico-sanitare adecvate pentru personalul de deservire, fără încălzire centrală și ventilarea locurilor de muncă viciate, fără condiții de acces și circulație interioare pe drumuri modernizate, fără spații verzi etc.

Se poate deci aprecia ca pozitivă evoluția proiectării în institut pentru lucrările de suprafață, atît prin prisma indicilor tehnico-economici obținuți, cît și ca soluții inginerești și arhitectonice.

II. Probleme de viitor

În Directivele Congresului al III-lea al P.M.R. se arată că o condiție principală pentru îndeplinirea cu succes a planului economic pe anii 1960—1965 este introducerea tehnicii celei mai noi în toate ramurile economiei naționale.

În industria construcțiilor, și implicit la construcțiile miniere, tehnica nouă se manifestă prin industrializarea maximă a lucrărilor de construcții și folosirea prefabricatelor, a căror eficacitate economică trebuie mărită prin tipizarea și producția lor industrială, și prin introducerea precomprimării. Rezultatele aplicării măsurilor de tehnică nouă trebuie să se reflecte în reducerea costului lucrărilor, mărirea productivității muncii, scurtarea termenelor de execuție și reducerea esențială a consumului de material lemnos, de laminate și de oțel-beton.

Proiectarea are un rol deosebit de important în promovarea tehnicii noi. Aplicarea tehnicii noi trebuie să țină seamă de posibilitățile tehnice și de utilare ale constructorului, de capacitatea sa profesională și de posibilitatea de aprovizionare cu materiale noi. Nu trebuie compromisă o soluție prin forțarea prematură, neasigurată de o pregătire corespunzătoare, după cum nu trebuie adoptată o linie de prudență exagerată și de rămînere în urmă.

Localizînd aceste principii generale la sectorul construcțiilor miniere, putem face următoarele aprecieri :

Condițiile în care s-au dezvoltat construcțiile miniere nu au fost dintre cele mai favorabile pentru introducerea pe scară largă a tehnicii noi. Varietatea și caracterul utilajelor miniere, densitatea și dispoziția lor tehnologică, au dus la dificultăți mari în fixarea unei linii de tipizare sau de abordare a unor soluții de industrializare masivă a construcțiilor. În această situație obiectele de bază au fost soluționate ca unicate și cu o tendință redusă spre industrializare.

La aceasta s-a adăugat și lipsa mijloacelor tehnice adecvate și a utilajelor la întreprinderile de execuție, ceea ce a frînat într-o oarecare măsură promovarea unor soluții de tehnică nouă.

Aceste condiții obiective de proiectare au determinat totuși două mari categorii de construcții, la care influențele au fost de natură diferită :

În prima categorie — construcțiile aferente instalațiilor de extracție, sortare, preparare și însilozare a minereurilor și cărbunelui, la care tipizarea și industrializarea a întîmpinat greutăți deosebite.

A doua categorie — construcțiile auxiliare aferente centralelor de aer comprimat, ventilație, termoficare, atelierele, depozitele, magaziile, remizele, precum și construcțiile social-administrative, la care tipizarea și imprimarea industrializării execuției se poate face mai ușor.

Vom analiza pe scurt situația în prezent și perspectivele de viitor pentru fiecare din aceste categorii de construcții miniere.

Turnurile de extracție, ca urmare a necesității de a economisi materiale lemnoase și metalice, se proiectează în exclusivitate din beton armat monolit. Ca element important de tehnică nouă menționăm folosirea pentru prima dată a cofrajelor glisante la un proiect întocmit în cursul anului 1963 pentru mina Lonea. Turnurile de extracție cu mașina la nivelul superior elimină contrafișele și structura în cadre, permițînd realizarea de pereți continui de formă prismatică, turnați în cofraje glisante, cu avantaje considerabile la durata de execuție și consumul de material lemnos. Acest sistem se va extinde și îmbunătăți considerabil încă în cursul anului 1964.

Casa mașinii de extracție este, în general, o construcție simplă, de formă regulată și cu subsol. În principiu se pretează la tipizare și folosire de elemente prefabricate. Sînt în curs de elaborare proiecte tip pentru tipurile curente de mașini de extracție fabricate în țară.

Construcțiile aferente instalațiilor de sortare și preparare sînt variate ca formă și structură, avînd de adăpostit tehnologii complexe, adaptate la condiții de relief locale. Nu se poate deci orienta proiectarea spre tipizare. Elementele de tehnică nouă se pot totuși preconiza prin folosirea de prefabricate uzinate la coperiș și pereți și prin preturnarea elementelor de structură pe șantier (ex. instalațiile de preparare de la Teliuc și Tarnița).

Pentru culoarele necesare benzilor transportoare, foarte frecvente la acest gen de construcții, sînt în curs de elaborare proiecte tip, bazate pe asamblarea unor elemente uzinate prin precomprimare.

Stațiile de însilozare a minereurilor și cărbunelui sînt, de asemenea, foarte variate ca formă și destinație. Betonul armat monolit este în prezent folosit în exclusivitate. Acolo unde a fost posibil s-a folosit forma cilindrică, care a permis reducerea costului și consumurilor specifice, și totodată scurtarea termenelor de execuție prin utilizarea cofrajelor metalice demontabile și fără eșafodaje. În cursul anului 1963 s-au folosit, pentru prima dată cu succes, cofrajele glisante la silozuri de mare capacitate pentru calcar la Băița-Crăciunești. Această metodă va fi extinsă și în viitor.

Construcțiile industriale auxiliare din incintele miniere, așa cum am arătat, se pretează mai ușor la tipizare și folosire de elemente prefabricate. Sub îndrumarea CSCAS-ului și forului tutelar se desfășoară acțiunea de tipizare a unor construcții miniere, ca: ateliere de diverse tipuri, stații de compresoare, stații de ventilatoare, remize de locomotive, magazii, depozite și șoproane, posturi P.C.I. etc.

Construcțiile social-administrative prezintă o complexitate mai mare, avînd de cuprins funcții variate și efective numerice diferite pe o scară foarte largă. În consecință, tipizarea începută în 1963, cu caracter de normative și secțiuni directive, se defășoară în condiții mai dificile. Totuși, cu perseverență se va ajunge treptat la întocmirea de proiecte tip și pentru acest gen de construcții, precum și la folosirea în cît mai mare măsură a elementelor prefabricate uzinate.

Funicularele se pretează prin excelență la tipizarea pilonilor metalici. În cursul anului 1963 au fost elaborate cataloage complete la nivel de PE, în curs de avizare la CSCAS, care vor rezolva definitiv și în mod economic această problemă pentru toate industriile din R.P.R.

Susținerea conductelor aferente evacuării sterilului în tulbureală, care se desfășoară curent la fiecare instalație de preparare pe lungimi de kilometri, va fi în viitorul apropiat un alt element susceptibil de tipizat.

Aceasta este în linii generale situația în prezent și intențiile de extindere într-un viitor apropiat a tehnicii noi în construcțiile miniere.

Menționăm însă că această acțiune susținută de tipizare și prefabricare nu trebuie să conducă la neglijarea în viitor a problemelor legate de proiectarea și dimensionarea structurilor hiperstatice de beton armat, care-și mențin importanța lor în cadrul construcțiilor complexe și de mare amploare din industria minieră.

Aspectul arhitectonic, care a cunoscut un progres simțitor pînă în prezent, va continua să fie o preocupare de viitor folosindu-se în mai mare măsură materialele noi pe care ni le pune la dispoziție industria noastră în dezvoltare.

Instalațiile aferente clădirilor vor continua să se îmbunătățească asigurînd condiții optime de funcționare în interior. În problema încălzirii și ventilației se vor căuta să se asigure condițiile optime de microclimat pentru personalul de servire.

III. Concluzii

Din cele expuse mai sus, rezultă preocupările din trecut și intențiile de viitor de îmbunătățire a activității de proiectare din domeniul construcțiilor miniere.

Creșterea eficienței investițiilor și scăderea continuă a investiției specifice la incintele miniere reprezintă factorul cel mai caracteristic al acestei activităţi.

Reducerile consumurilor specifice la materialele cheie constituie un alt factor important.

La aceasta se adaugă îmbunătăţirea continuă a condiţiilor de lucru, aspectul arhitectonic în continuu progres şi introducerea treptată a elementelor de tehnică nouă în execuţie.

Studierea literaturii de specialitate ca şi un contact mai strîns în viitor cu realizările din alte ţări vor contribui la ridicarea nivelului de pregătire şi de concepţie a proiectanţilor din sectorul minier.

Cu ocazia sesiunii tehnico-ştiinţifice a IPROMIN, proiectanţii constructori, ingineri şi arhitecţi îşi iau angajamentul de a munci în continuare cu perseverenţă pentru a duce la îndeplinire Directivele Congresului al III-lea al P.M.R. şi de a contribui la dezvoltarea sectorului minier din R.P.R.

◆

Evoluţia proiectării depozitelor de cărbuni şi minereu în IPROMIN

Ing. *ŞT. POPESCU*

În perioada care a urmat după naţionalizare, la exploatările noastre miniere au fost executate numeroase lucrări de construcţii industriale.

Primele lucrări proiectate şi executate au avut un caracter de provizorat, urmărindu-se satisfacerea cerinţelor imediate. Astfel, în această perioadă s-au executat în cele mai multe cazuri construcţii din lemn ca: turnuri de extracţie, buncăre de capacităţi mici, estacade, poduri, diverse şoproane etc., alături de unele construcţii cu caracter definitiv, de obicei din beton armat.

Asigurarea ritmului de dezvoltare a producţiei substanţelor minerale utile, impuse de planurile de stat care au urmat, a atras după sine necesitatea sistematizării exploatărilor miniere atît în subteran cît şi la suprafaţă şi a dus la elaborarea unor proiecte pe baza nevoilor reale privite în perspectiva dezvoltării acestor exploatări.

În cadrul lucrărilor de la suprafaţa minelor noastre, un loc însemnat l-au avut întotdeauna depozitele de minereuri sau cărbuni menite să asigure posibilitatea de stoc pe o perioadă de timp limitată, în funcţie de considerente tehnologice, de exploatare sau de siguranţă în transport.

Aceste depozite pe care le întîlnim la fiecare exploatare minieră şi la toate uzinele de preparare a minereurilor, de sortare sau de spălare a cărbunilor, au primit în cadrul activităţii IPROMIN rezolvări care arată preocuparea continuă a inginerilor noştri pentru progres.

În cele ce urmează vom încerca să facem o trecere în revistă a acestor soluţii prezentînd aspectele tehnice şi economice ale fiecăreia.

Trecînd peste primele începuturi, am putea încadra soluţiile date acestei probleme, în ordinea succesiunii lor în timp şi a indicilor obţinuţi, în trei etape:

1. Depozitarea minereurilor şi cărbunelui, s-a făcut în buncăre, aproape exclusiv din beton armat, cu capacităţi mici şi mijlocii (100—2 000 t) cu înălţimi reduse, compartimentate în celule numeroase sau în formă de igheab.

În figurile 1, 2, 3, 4 şi 5 prezentăm cîteva construcţii de buncăre realizate la minele noastre (Comăneşti, Filipeştii de Pădure, Rovinari, Voivozi).

În cadrul acestui prim mod de a rezolva această problemă s-au remarcat unele încercări reuşite de a obţine costuri şi consumuri de materiale reduse prin alegerea unor forme cît mai convenabile pentru buncăre. Se pot cita în acest

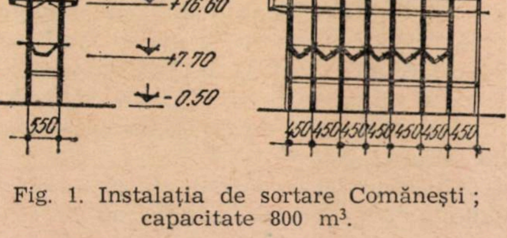


Fig. 1. Instalaţia de sortare Comăneşti; capacitate 800 m³.

sens buncărele de 1 200 t de la Căpeni și buncărul în formă de jgheab de la Voivozi.

2. S-a trecut apoi la o nouă etapă în proiectarea acestor depozite. Locul buncărelor cu celule numeroase, cu înălțimi reduse și o desfășurare mare în lungime a fost luat de silozurile cu celule circulare de mare capacitate. S-au obținut astfel nu numai simplificări esențiale ale sistemelor de construcție ci și o exploatare mai simplă, mai sigură și mai economică. Pe lîngă indici tehnico-economici mult mai buni, introducerea depozitării minereurilor în silozuri a dat posibilitatea executării lucrărilor după cele mai avansate metode, folosindu-se cofrajele cățărătoare și cofrajul glisant.

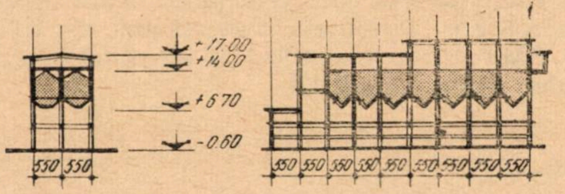


Fig. 2 *a*. Instalația de sortare Filipeștii de Pădure; capacitatea 1 800 m³.

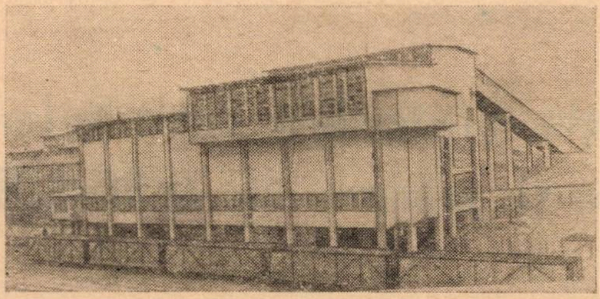


Fig. 2 *b*. Instalația de sortare și însilozare Filipeștii de Pădure.

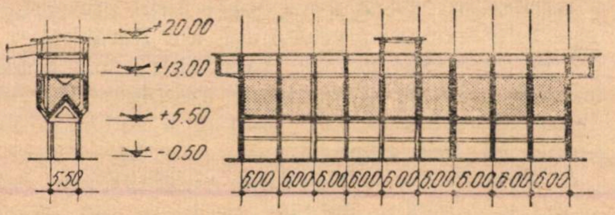


Fig. 3. Instalația de sortare Rovinari; capacitate 1 500 m³.

Citām în această categorie bateria de 18 celule cu o capacitate de 12 mii tone din cadrul spălătoriei de cărbuni de pe Valea Jiului, silozurile de cîte 9 mii tone fiecare cu șase și respectiv cinci celule de la Uzina de preparare a minereurilor de fier — Teliuc și de la stația de sfărîmare a calcarului Băița-Crăciunești, silozurile de 6 mii tone de la Flotația centrală Baia Mare, cele de 1 500 t de la Uzina termoelectrică Schitu Golești etc.

Cu înălțimi mari, aceste silozuri, executate cu metode moderne, au permis obținerea unor economii remarcabile de material lemnos față de soluțiile precedente.

În figurile 6 *a*, 6 *b*, 7 *a*, 7 *b*, 8 și 9 sînt prezentate silozuri circulare executate sau în timpul execuției la Teliuc, Schitu Golești, Băița-Crăciunești.

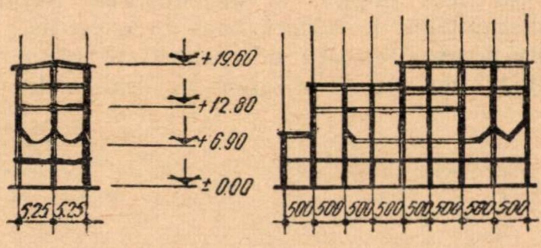


Fig. 4 *a*. Instalația de sortare Voivozi; capacitate 1 000 m³.

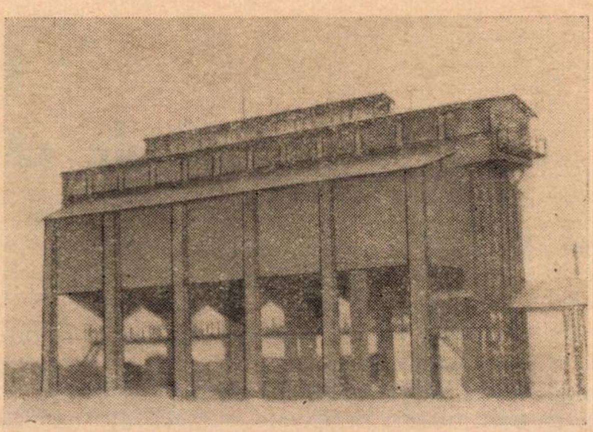


Fig. 4 *b*. Buncăre, Voivozi.

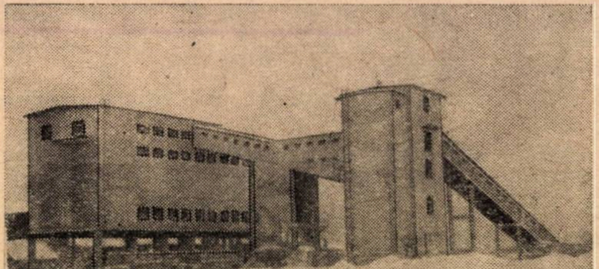


Fig. 4 *c*. Instalația de sortare și însilozare Voivozi.

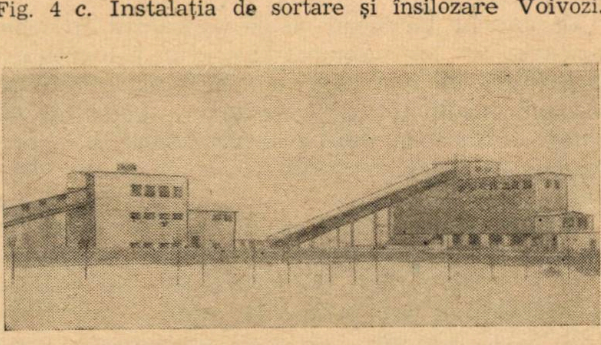


Fig. 5. Instalația de sortare și însilozare Sălaj.

3. În sfîrșit, în ultimul timp, un nou curent încearcă să se impună în concepția tehnologilor noștri în problema depozitării minereului și cărbunelui. Au apărut primele proiecte în care se prevede realizarea unor depozite descoperite.

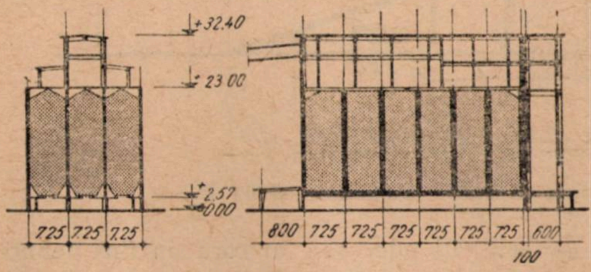


Fig. 6 *a*. Siloz circular Coroești ; capacitate 18 x 680 t.

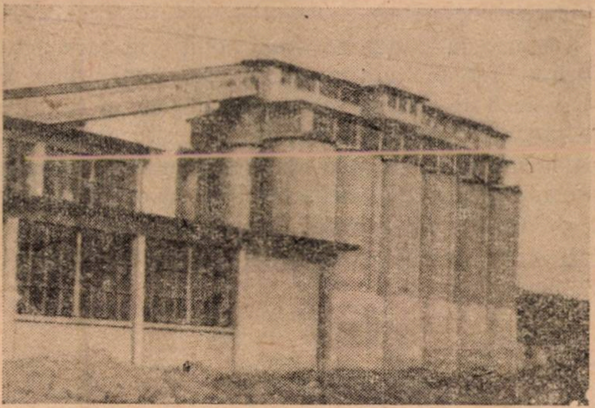


Fig. 6 *b*. Siloz de 12 000 t, Coroești.

Obținîndu-se prin ridicarea materialului, cu ajutorul unor benzi transportoare și deversarea acestuia de la înălțime, aceste depozite capătă forma unui con.

Preluat la bază cu benzi montate în galerii îngropate în teren, materialul este dus la punctele de încărcare în mijloacele de transport. În aceste puncte nu se mai execută decît construcții simple, care asigură adăpostirea utilajelor și, prin intermediul unui buncăr de capacitate foarte mică, descărcarea materialului în vagoane.

Așa cum se arată schematic în figura 10, buncărele sau silozurile din soluțiile precedente sînt înlocuite cu o platformă pe care se depozitează materialul și pe care manevrează buldozărul împingîndu-l spre galeria subterană centrală, cînd curgerea nu se mai face în mod natural, cu un turn central din beton armat, de pe care se realizează depozitul, cu un punct de încărcare în vagoane foarte reduse ca dimensiuni și culoarele aeriene și subterane pentru adăpostirea benzilor transportoare.

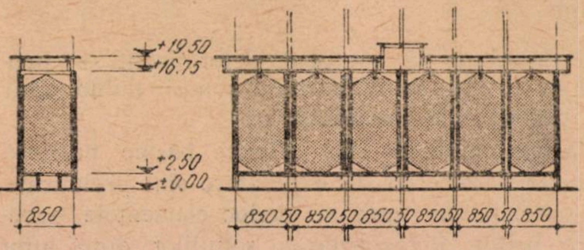


Fig. 7 *a*. Siloz circular Teliuc ; capacitate 6 x 1 500 t.

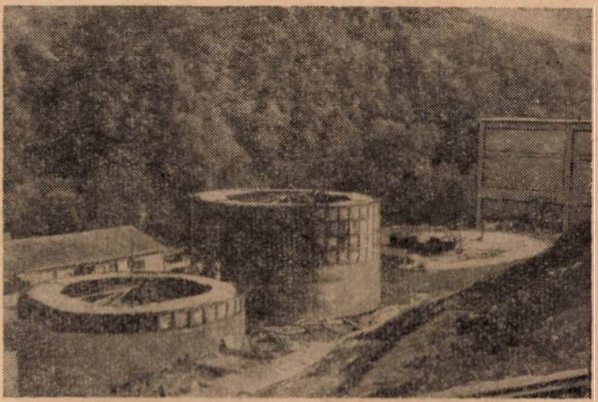


Fig. 7 *b*. Silozuri în execuție cu cofraje cățărătoare, Teliuc.

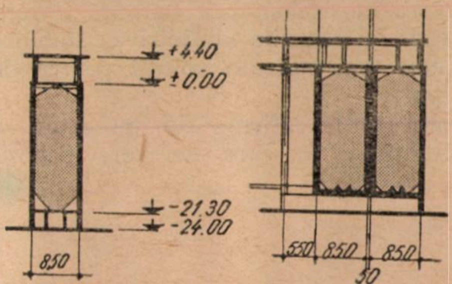


Fig. 8. Siloz circular Schitu Golești ; capacitate 2 x 750 t.

Evident, indicii de cost și de consum de materiale de construcție obținuți în această situație sînt foarte avantajoși.

Experiența de pînă acum, obținută la lucrările date în exploatare, arată că încărcarea și descărcarea buncărelor și a silozurilor s-au făcut în general în condiții bune, asigurîndu-se ritmurile indicate în proiecte.

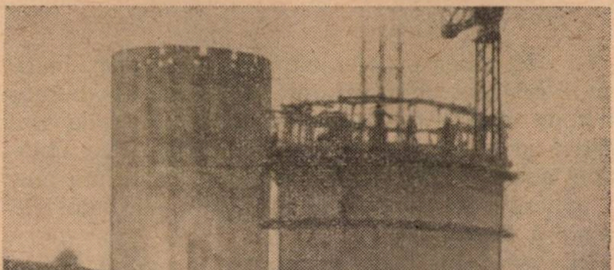


Fig. 9. Silozuri în execuție cu cofraj glisant, Băița Crăciunești.

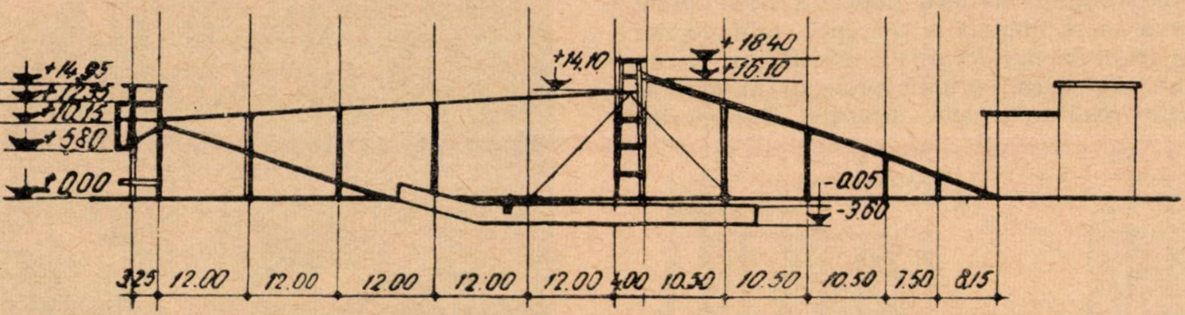


Fig. 10. Depozit deschis la instalaţia de sortare Ploştina ; capacitate 3 500 t.

Depozite deschise, cu o funcţionare continuă, pe întreaga durată a unui an, adică şi în condiţiile unor factori climatici nefavorabili, nu au intrat încă în exploatare. Primele trei asemenea depozite se realizează în prezent la incintele carbonifere din Oltenia.

Rămîne ca, din observarea în timp a modului de funcţionare a fiecărui tip de depozit şi din prelucrarea datelor referitoare la costurile efectiv realizate în exploatarea curentă a acestora, să se tragă concluziile definitive, stabilindu-se concret cele mai indicate soluţii pentru fiecare caz în parte.

Se poate totuşi afirma de pe acum că în afara situaţiilor în care se cere depozitarea unor cantităţi mici sau în care un flux tehnologic deosebit impune proiectarea buncărelor, în toate celelalte cazuri nu trebuie luate în considerare decît silozurile şi depozitele deschise.

Alegerea între aceste două soluţii, în care s-au obţinut indicii tehnico-economici buni, rămîne să se facă pe considerente tehnologice, în funcţie de posibilităţile obţinerii unui flux în ansamblu satisfăcător, de faptul dacă materialul trebuie sau nu apărat de influenţa factorilor climatici şi de rezultatele tehnico-economice care se vor obţine în timpul exploatării celor două tipuri de depozite.

* * *

Aplicarea metodelor matematice pentru rezolvarea unor probleme miniere

Ing. *VL. MELENCIUC*

În rezolvarea problemelor de proiectare, Institutul de proiectări miniere foloseşte nu numai metode clasice (metoda variantelor. metoda statistică şi altele), ci şi metode matematice. Folosirea acestora din urmă cunoaşte, în ultimii ani, o aplicare tot mai largă în ţările cu industrie minieră dezvoltată.

În esenţă, metodele constau din analize de corelaţie a datelor obţinute de la exploatările miniere, în scopul stabilirii dependenţelor optime între parametrii principali : rezerve de substanţe minerale utile, nivelul producţiei anuale, productivitatea muncii, preţul de cost, investiţiile etc.

Cu toate că folosirea metodelor matematice în IPROMIN este încă la început, totuşi unele aplicaţii au dat rezultate pozitive.

În cele ce urmează vom prezenta unele aspecte ale folosirii metodelor matematice în proiectele efectuate de IPROMIN.

1. Determinarea producţiei optime anuale a unei mine

Pornind de la factorul determinant — preţul de cost — se elaborează soluţii, ţinînd cont de următoarele consideraţii :

Datele obţinute din diferite bazine miniere privind parametrii de exploatare sînt prelucrate în corelaţii din care se deduc elementele necesare pentru determinarea soluţiilor după una sau mai multe metode matematice.

În figurile 1 și 2 sînt reprezentate corelațiile între cheltuielile de exploatare, prețul de cost și producțiile anuale.

În țările cu industrie carboniferă dezvoltată s-au experimentat diferite metode matematice pentru determinarea producției anuale optime, exprimate prin relații matematice între prețul de cost și alți parametrii, ca de exemplu:

$C = f(A)$ (prof. Agoșkov și prof. Sudoplatov);
$C = f(S, n)$ (acad. Seviakov);
$C = f(P, \psi, z, Z)$ (prof. Krupinski);
$C = f(S, K)$ (dr. ing. Benthaus) etc.,

unde:

A este producția anuală;
C — prețul de cost;
S — extinderea cîmpului minier;
n — numărul de etaje;
K — costuri totale de exploatare;
ψ — indicele mediu al intensității de exploatare;
z — productivitatea industrială a zăcămîntului;
Z — rezervele de substanță minerală utilă, aferente cîmpului minier respectiv.

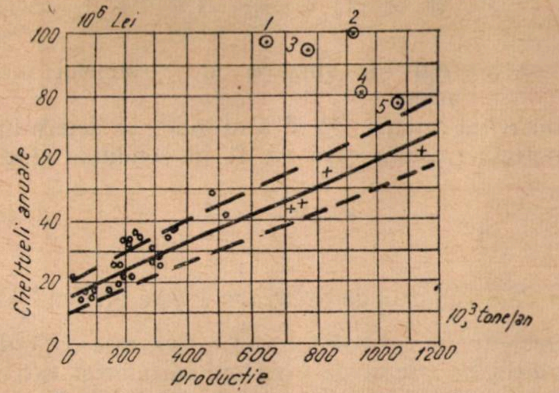


Fig. 1. Exemple de corelație între cheltuielile anuale de exploatare și producția anuală (exploatare în subteran).

La IPROMIN s-au folosit de către proiectanți metodele propuse de prof. Agoșkov și prof. Sudoplatov.

De asemenea s-a folosit și metoda propusă de autorul comunicării de față [14] bazată pe relația $C = f(A, S)$.

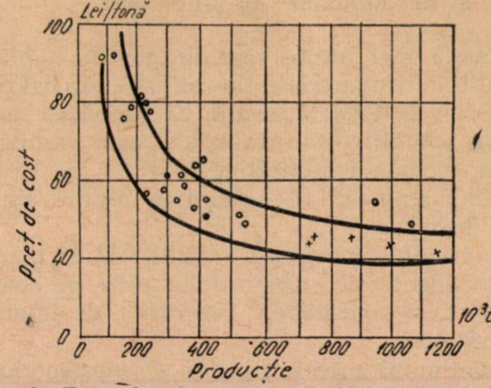


Fig. 2. Exemplu de corelație între prețul de cost al exploatării și producția anuală (exploatare în subteran).

Aceste metode au servit pentru determinarea nivelului optim de producție anuală pentru Filipeștii de Pădure, Moldova Nouă și altele.

După prof. Agoșkov între C și A există relația:

$$C = C_1 A + \frac{C_2}{A} + C_3 \qquad (1)$$

în care:

C este costul total al unei tone de substanță minerală extrasă;
A — producția anuală;
C_1 — coeficient valoric, care depinde de investițiile variabile în funcție de producția anuală a minei;
C_2 — coeficient valoric care depinde de cheltuielile variabile de exploatare în funcție de producția anuală;
C_3 — coeficientul cheltuielilor constante, care nu depinde de producția anuală (cheluieli generale etc.).

Anulînd derivata relației (1) și rezolvînd ecuația respectivă în raport cu A se ajunge la expresia:

$$A_{opt} = \sqrt{\frac{C_1}{C_2}}. \qquad (2)$$

Într-o lucrare recentă [19], P. Z. Zviaghin pleacă de la o expresie a prețului de cost mai complexă:

$$C = \frac{C_1}{Q} A + C_2 \frac{1}{A} + \frac{C_3}{Q} + C_4,$$

unde:

C_1, C_2, C_3, C_4 sînt coeficienți empirici, caracteristici pentru fiecare bazin carbonifer;
A — producția anuală;
Q — rezerva industrială a cîmpului minier respectiv, ajungînd la formula:

$$A_{opt} = \sqrt{\frac{C_2}{C_1} \cdot Q} = \varphi \sqrt{Q}. \qquad (3)$$

Același autor adîncește analiza prin luarea în considerație și a coeficientului de eficiență economică a investițiilor E, stabilind formula:

$$A_{opt} = \sqrt{\frac{C_2 + EK_1'}{C_1} \cdot Q} = \varphi_1 \sqrt{Q} \qquad (4)$$

unde K_1' este un coeficient calculat, caracteristic pentru fiecare bazin, determinat de valoarea investițiilor care se amortizează în decursul duratei de exploatare a minei respective.

Exactitatea soluțiilor obținute după formulele indicate depinde de gradul de precizie ce poate fi obținut la determinarea coeficienților valorici.

În figura 3 este redată diagrama variației cheltuielilor pe tona extrasă în funcție de producția anuală.

Nivelul optim al producției anuale, corespunzător la prețul de cost minim, este de 420 mii t/an, iar limitele între care se pot fixa, după prof. Agoşkov, nivelele de producţie în mod practic, sînt: 0,7 A_{opt} = circa 295 mii t şi 1,4 A_{opt} = = circa 590 mii t.

Cunoscînd limitele între care poate varia producţia optimă, fixarea ei definitivă se face în concordanţă cu factorii care nu au fost incluşi în calcule, de exemplu factorii de tectonizare accentuată, hidrogeologia zăcămîntului etc.

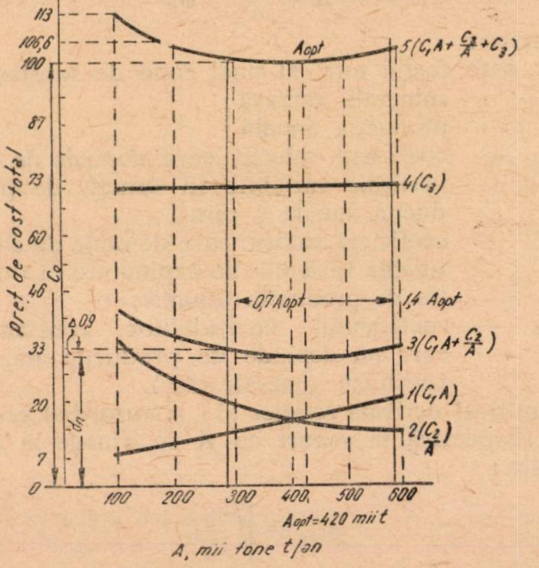


Fig. 3. Preţul total de cost în funcţie de producţia minei:

1 şi 2 — componentele preţului de cost; 3 — suma componentelor 1 şi 2; 4 — componenta constantă a preţului de cost; 5 — curba preţului de cost total.

După criteriile arătate s-au determinat nivelele optime de producţie pentru minele Filipeştii de Pădure, Livezeni etc.

2. Aplicarea metodei matematice la determinarea coeficientului optim de descopertare la cariere

În cadrul proiectelor elaborate în institut s-a aplicat o metodă matematică la determinarea coeficientului de descopertare pentru zăcămîntul de lignit de la Rovinari [1].

Metoda de calcul constă în analiza rentabilităţii exploatării în funcţie de variaţia proporţiei de cărbuni din masa excavată (cărbune plus steril din copertă).

După metoda cunoscută determinarea limitei de exploatare la zi se face cu ajutorul relaţiei:

$$a + b.x \leqslant c \tag{5}$$

unde:

a este costul de extragere a unui m³ de cărbune din carieră;

b — costul de extragere a unui m³ de steril din copertă;

x — coeficientul de descopertare;

c — costul total de extracţie a unui m³ de cărbune din subteran.

În proiectul de exploatare a zăcămîntului de lignit de la Rovinari prin carieră, autorul a folosit o altă metodă matematică pentru determinarea condiţiilor optime de exploatare prin analiza preţului de cost al cărbunelui extras din cariere, care este corelat cu o serie de parametri, exprimaţi în ecuaţia următoare:

$$s = \frac{A + a \cdot z}{i \int_0^z e \cdot dz}, \tag{6}$$

unde:

s este preţul de cost loco carieră;

A — valoarea investiţiilor pentru atingerea şi menţinerea capacităţii de producţie, exclusiv utilajele direct productive;

a — cheltuieli directe care cuprind: excavarea, transportul, asecarea, amortizarea mijloacelor fixe direct productive etc.;

z — volumul total de excavaţie completă — cărbune şi coperta;

i — coeficient de exploatare (egal cu 0,8);

e — proporţia de cărbune într-un element de excavaţie dz.

Pe de altă parte, folosind aceiaşi parametrii ca mai înainte, se compune ecuaţia beneficiului:

$$R_x = c \cdot i \int_0^z e \cdot dz - A - a \cdot z \tag{7}$$

unde

c este preţul de vînzare al cărbunelui loco carieră.

Derivînd ecuaţia (7) şi anulînd-o, se determină beneficiul maxim care va fi în condiţiile cînd:

$$e = \frac{a}{c \cdot i} = \frac{1}{x} \tag{8}$$

sau cînd raportul de excavare x este egal cu $\frac{c \cdot i}{a}$.

Desigur şi aici soluţia definitivă este dată de condiţia ca preţul de cost al cărbunelui extras din cariere să fie mai mic decît preţul de cost al cărbunelui extras din exploatare subterană.

Avantajul metodei matematice, aplicate de autorul proiectului, este faptul că prin metoda respectivă se poate realiza o recuperare mai mare a substanţei utile decît în cazul unui calcul sumar al coeficientului de descopertare.

3. Determinarea condiţiilor industriale de exploatare a zăcămintelor de minereuri

Rezultatele mai multor studii pentru stabilirea condiţiilor industriale la diferite exploatări întocmite la IPROMIN arată că problema determinării condiţiilor industriale este rezolvabilă prin metode matematice.

V. V. Pomeranţev [10] enumeră printre condiţiile industriale:

a — conţinutul marginal (limită) al elementelor componente ale substanţelor utile, pe baza căruia se face conturarea rezervelor de bilanţ a zăcămintelor;

b — conţinutul mediu minim al substanţelor componente utile după blocuri, orizonturi sau sectoare etc.;

c — limita inferioară a conţinutului componenţilor utili pentru conturarea şi repartizarea lor în categoria în afară de bilanţ.

În rezolvarea problemei de stabilire a condiţiilor industriale în IPROMIN s-a folosit:

— metoda directă;

— metoda analizei complexe.

Metoda directă constă în determinarea limitei conţinutului mediu minim, considerat rentabil, cu ajutorul căruia se stabilesc celelalte condiţii.

Metoda analizei complexe ia în considerare nu numai criteriul rentabilităţii, dar şi alţi factori care condiţionează procesul de producţie, urmărindu-se determinarea potenţialului economic al zăcămîntului.

Formula pe care o foloseşte colectivul de autorii [5] este:

$$c_{min} = \frac{P}{V_{met} \cdot \eta - M} \cdot \frac{1}{k \cdot m}, \qquad (9)$$

unde:

c_{min} este conţinul mediu minim, %;

P — preţul de cost efectiv al extracţiei şi preparării, lei/t;

V_{met} — preţul de cost al metalului lingou, lei/t;

η — extracţia de metal în procesul metalurgic;

M — cheltuieli de prelucrare metalurgică pe unitatea de metal în concentrat, lei/t;

k — raportul dintre conţinutul minereurului de alimentare cu cel din zăcămînt;

m — extracţia din metale la preparare.

În studiile respective, pentru determinarea condiţiilor industriale, s-au folosit statistica matematică şi ecuaţiile de corelaţie între diferiţi parametrii ca: rezerve de bilanţ ale zăcămîntului ,preţ de cost, conţinutul de metal în minereu, coeficienţi de recuperare ai metalului, investiţii etc.

S-au construit diagrame pentru: variaţia producţiei, a preţului de cost şi rentabilităţii, în funcţie de conţinut.

Rezultatele acestor studii au avut o importanţă practică pentru exploatarea economică corectă a exploatărilor miniere respective.

Astfel, la unul din zăcămintele cuprifere s-a evidenţiat posibilitatea de exploatare cu rezultate economice favorabile chiar în situaţia reducerii conţinutului mediu de cupru în minereu cu circa 10%, ceea ce a dus la mărirea rezervei de metal.

4. Folosirea programării liniare în minerit

Una din direcţiile de dezvoltare a aplicării metodelor matematice, care capătă din ce în ce mai mare extindere, este programarea liniară.

Această metodă permite găsirea soluţiilor optime ale unor probleme de producţie şi de eficienţă economică privind exploatările miniere.

În rezolvarea problemelor legate de producţia anuală optimă, productivitatea muncii, preţul de cost etc. proiectanţii [18] din IPROMIN se preocupă de eficienţa economică a exploatărilor miniere, privită din punctul de vedere al intereselor generale ale economiei naţionale.

Sub acest aspect rezolvarea finală a problemei este în funcţie şi de alţi factori ca: influenţa distanţelor de transport asupra costului produselor loco consumate, aprovizionarea minelor cu materiale de exploatare, lemn de mină etc. de la diferite centre de aprovizionare.

Problema transportului substanţei minerale de la mai multe mine sau uzine de preparare la un număr de consumatori, folosind metoda programării liniare, se exprimă prin relaţia:

$$C = c_1 x_1 + c_2 x_2 + c_3 x_3 + \cdots, \qquad (10)$$

în care:

C este costul total al transporturilor;

$c_1, c_2, c_3, \ldots$ — costurile unitare ale transporturilor parţiale;

$x_1, x_2, x_3, \ldots$ — cantităţile de substanţă minerală utilă care sînt de transportat de la mai multe mine în mai multe zone de consumaţie.

Problema constă în determinarea valorilor optime pentru $x_1, x_2, x_3, \ldots$ care dau preţul de cost total al transporturilor minime.

Această problemă poate fi rezolvată în mod analitic în cazuri simple; în cazul unui număr mare de mine şi consumatori este necesară folosirea maşinilor electronice de calcul.

În felul acesta se urmăreşte găsirea unor repartizări optime x_{ij} pentru diferite zone de consum, repartizări care să satisfacă condiţia:

$$\sum_{i=1}^{i=m} \sum_{j=1}^{i=n} x_{ij} \cdot c_{ii} = minimum, \qquad (11)$$

unde:

m este numărul consumatorilor;

n — numărul minelor;

x — cantităţile optime de transportat;

c — costul unitar al transporturilor.

Problemele referitoare la proporţii optime ale minereurilor sau ale cărbunilor, în vederea obţinerii unui produs cu calităţi optime la preparare, precum şi amplasarea optimă a uzinei de preparare, în cazul de deservire a mai multor mine, se pot rezolva, de asemenea, cu ajutorul programării liniare.

Cîmpul de aplicare a acestei metode matematice se poate lărgi folosind rezolvarea problemelor de determinare a numărului de abataje de rezervă pentru mine de capacitate mare, amplasarea optimă a puţurilor de extracţie, îmbunătăţirea reţelei de transport la mine şi cariere, alegerea celei mai corespunzătoare variante pentru lucrările de investiţii (deschideri etc.) şi altele.

Concluzii

În cele expuse s-a arătat pe scurt în ce măsură s-au folosit la IPROMIN metodele matematice pentru rezolvarea problemelor miniere, de multe ori destul de complicate.

Aceste metode trebuie aplicate în viitor în domeniul proiectărilor miniere pe o scară mai mare. În deosebi este indicată aplicarea analizei corelaţionale, deoarece aceasta permite punerea în evidenţă a relaţiilor generale între diferiţi parametrii care ne interesează la proiectare şi a limitelor probabile între care sînt cuprinse variaţiile lor.

Cu ajutorul unor corelaţii determinate succesiv, pot fi cercetaţi un număr mare de factori care influenţează determinarea indicilor studiaţi.

Studiile nu trebuie însă să se limiteze numai la calculele corelaţionale, ci acestea să fie completate prin analize tehnico-economice ale fenomenelor pentru ca problemele care se pun la IPROMIN, în domeniul proiectării minelor, să capete totdeauna soluţii optime.

BIBLIOGRAFIE

[1] Gheorghiu, Gr.: *Sistematizarea bazinului Rovinari.* IPROMIN, 1960.

[2] Mihailovici, N.: *Sistematizarea exploatării Moldova Nouă.* IPROMIN, 1961.

[3] Melenciuc, Vl.: *Sistematizarea exploatării Filipeştii de Pădure.* IPROMIN, 1959.

[4] Ivanovschi, B.: *Sistematizarea exploatării Filipeştii de Pădure,* IPROMIN, 1961.

[5] Mihailovici, N., Doxănescu, C. şi Pascal, R.: *Condiţiile industriale şi conturarea zăcămintelor de minereuri.* IPROMIN, 1962.

[6] Pascal, R.: *Indici de cost experimentali pentru transporturi miniere.* IPROMIN.

[7] Pascal, R.: *Eficacitatea economică a exploatărilor carbonifere,* IPROMIN, 1960.

[8] Gheorghiu, Gr. şi Cazacu, V.: *Stadiul actual al exploatării cărbunilor în cariere şi posibilitatea de extindere la zăcămintele de lignit din Oltenia.* IPROMIN, 1963.

[9] Pomeranţev, V. V.: *Prakticeskaia metodika korelaţionovo analiza,* Gosgorizdat, Moskva, 1963.

[10] Pomeranţev, V. V.: *Oţenka rudnîh mestorojdenii ţvetnîh i ciornîh metallov,* Moskva, 1961.

[11] Pomeranţev, V. V.: *Oţenka rudnîh mestorojdenii i matematiceskoe modelirovanie gornîh proţesov.* Moskva, 1963.

[12] Şeviakov, L. D.: *Osnovî teorii proiektirovania ugolnîh şaht.* Moskva, 1958.

[13] Sudoplatov, A. P.: *Voprosî razrabotki ugolnîh mestorojdenii Podmoskovnovo basseina,* Moskva, 1950.

[14] Melenciuc, Vl.: *Determinarea analitică a capacităţii anuale optime a minelor de lignit.* Revista Minelor, nr. 2, 1962.

[15] Zdorov, V. M.: *Problema stabilirii conţinutului minim exploatabil TNIGRI.* Moscova, 1958.

[16] Agoşkov, M. I.: *Opredelenie proizvoditelnosti rudnika.* Metalurghizdat, Moskva, 1948.

[17] Gorodeţki, P. I.: *Osnovî proiektirovania gornorudnîh predpriatii.* 1960.

[18] Pascal, R.: *Aplicarea programării liniare la determinarea razei de acţiune şi capacităţii de maximă eficienţă economică a întreprinderilor.* IPROMIN, 1960.

[19] Zviaghin, P. Z.: *Vîbor moşcinosti i srokov slujbî ugolnîh şaht.* Moskva, 1963.

[20] Koval, V. T.: *Vozmojnosti primenenia elektronnoi vîcislitelnoi tehniki v gornoi promîşlennosti.* Gornîi jurnal, nr. 1, 1962.

* * *

Tehnica modernă în exploatarea cărbunilor prin cariere şi posibilităţi de aplicare la zăcămintele din Oltenia

Ing. *GR. GHEORGHIU*
Ing. şef al IPROMIN
şi ing. *V. CAZACU*

Exploatarea cărbunilor în carieră şi în special a lignitului se dezvoltă intens în numeroase ţări.

Astfel, în R.D.G., între anii 1948 şi 1965, producţia se triplează şi ajunge la 300 mil. t/an. În U.R.S.S. în anul 1980 jumătate din producţia de cărbuni va proveni din carieră. În acelaşi timp creşte capacitatea de producţie pe carieră şi s-a trecut la exploatarea unor zăcăminte situate în condiţii mult mai grele. Azi se exploatează cariere cu rapoarte de descopertă medie de 5:1, 6:1 şi 10:1 m^3/t şi chiar mai mult şi cu adîncimi finale de exploatare care ajung la 300—350 m.

Avîntul luat de cariere se datorează marilor avantaje pe care le prezintă exploatarea în carieră. După realizările din R.D.G. faţă de exploatarea subterană în carieră se obţine :

- — pierderi de rezerve de 2—5 ori mai mici ;
- — randament de 8 ori mai mare ;
- — investiţie specifică mai mică ;
- — preţ de cost redus la o cincime faţă de subteran ;
- — duratele de construcţie şi de punere în funcţie, mai mici ;
- — consum de lemn redus cu 75%.

Toate aceste realizări nu ar fi fost posibile dacă nu se făceau importante progrese în tehnologia exploatării la zi.

Tehnologia clasică a exploatării în carieră prevedea, atît la descopertare cît şi la producţie, folosirea excavatoarelor mici cu cupe de 0,5—3 m^3, cu transportul sterilului şi utilului pe cale ferată îngustă sau normală, sterilul depunîndu-se în halde exterioare.

Faţă de această tehnologie, în ultimele decenii au apărut mai multe scheme tehnologice noi, mult mai bune din punct de vedere tehnic şi economic, din care cităm :

1. O importantă perfecţionare a adus-o introducerea podurilor mobile echipate cu benzi de transport şi haldare, care asigură transferul sterilului de la descopertă direct într-o haldă interioară, suprimînd transportul lung şi costisitor pe c.f.

În acelaşi timp s-a trecut la folosirea excavatoarelor (cu lanţ şi cupe, elinde) cu debit continuu (fig. 1).

2. În anumite condiţii de zăcămînt se poate folosi metoda de exploatare fără transport, cu excavatoare cu cupă de foarte mare capacitate (15—45 m^3), cu săgeata alungită (70—100 m), care lucrează succesiv la descopertă şi la cărbune. Sterilul este aruncat direct în halda interioară, iar lignitul în vagoanele de cale ferată normală situate sus, pe marginea carierei. Se suprimă complet transportul sterilului — operaţia cea mai dificilă la exploatarea carierelor (fig. 2).

3. O altă schemă de exploatare se bazează pe transportul sterilului şi utilului cu ajutorul benzilor de cauciuc. Metoda este în curs de experimentare şi extindere. I se reproşează lungimile mari de benzi utilizate care ocolesc cariera şi care sînt costisitoare (fig. 3).

4. O nouă schemă, apărută în ultimii ani, prevede înlocuirea podurilor de haldare grele, prin punţi de haldare în consolă, simple, mai uşoare. În acelaşi timp se folosesc excavatoare cu roată cu cupă, cu mare debit şi cu caracteristici tehnico-economice superioare (fig. 4).

Sistemul este folosit în U.R.S.S., Franţa, Rhodezia şi are mari perspective de extindere în viitor.

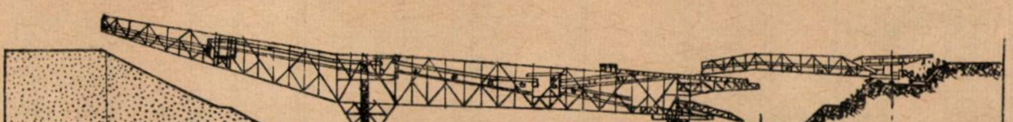


Fig. 1. Pod de haldare, cariera Karl Büren.

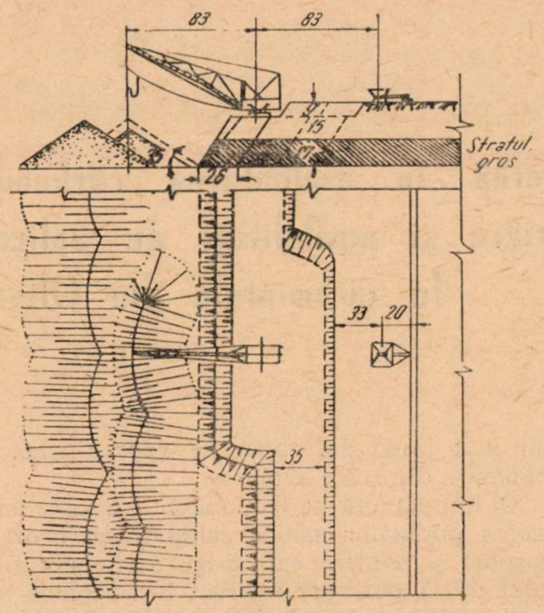


Fig. 2. Schema de exploatare a zăcămîntului de cărbune brun după varianta „excavator carieră", la cariera Nazarova.

5. În terenuri nisipoase foarte afînate, unde apa și curentul electric sînt foarte ieftine, s-a realizat descopertarea hidraulică.

6. În unele cazuri, transportul se face cu ajutorul autobasculantelor sau al automacaralelor.

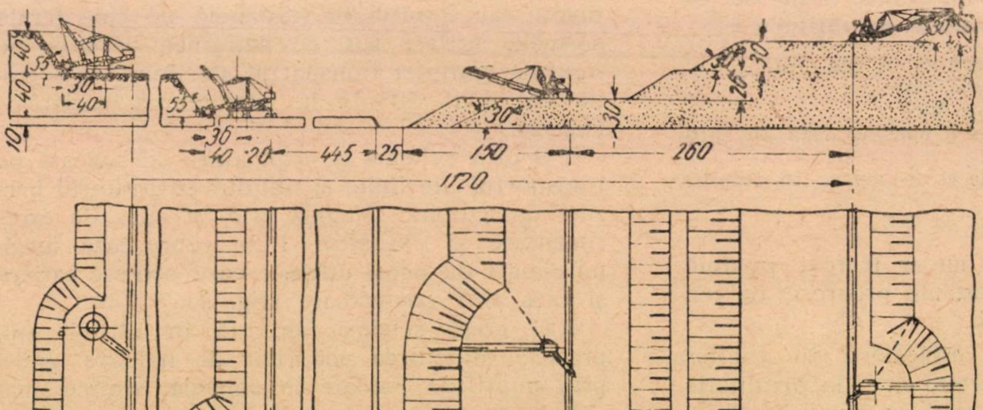


Fig. 3. Exploatarea în carieră cu excavator cu roată cu cupe și benzi.

Aceste scheme au cîmpuri de utilizare diferite, care în unele cazuri se suprapun. Totuși, utilizarea lor este limitată, în general, în adîncime, din considerente tehnico-economice.

7. Astăzi exploatarea unor zăcăminte situate la adîncimi mai mari se face adesea pe baza schemei combinate (fig. 6).

Pe treapta inferioară, care se ia de înălțime maximă pînă la 50 m, lucrează un excavator cu roată cu cupe, care transferă sterilul din această treaptă într-o haldă interioară, prin intermediul unei punți de haldare. Sterilul provenit din descopertarea treptelor superioare este concentrat pe benzi și depus deasupra haldei interioare, cu ajutorul unor abzețere de mare capacitate.

★

O dată cu perfecționarea schemelor tehnologice pentru exploatarea carierelor, s-a dezvoltat și construcția utilajelor pentru carieră. Peste tot se trece la utilaje cu acțiune continuă : excavatoare cu roată cu cupe, punți de haldare, abzețere și benzi cu debite mari de lucru.

Carierele se construiesc pentru capacități de producție de 3—20 mil. t/an.

Noile scheme tehnologice asigură un preț de cost mult mai scăzut, astfel că permit exploatarea în condiții mai grele de lucru.

Astfel, în R.D.G., după Bilkenroth, prețul de cost pentru aceleași condiții de zăcămînt, cu diverse tehnologii, revine la :

— transport pe c.f.,	100% ;
— transport pe benzi,	83% ;
— transport cu pod de haldare,	33—35%.

Din cele expuse rezultă marile posibilități pe care le oferă tehnica modernă în dezvoltarea carierelor de lignit.

★

Din studiul zăcămintelor de lignit din Oltenia a rezultat că aplicarea tehnicii moderne la exploatarea prin cariere este posibilă și la noi în cazul cîmpurilor miniere din Jilț și Roșia de Jiu.

Regiunea Oltenia cuprinde importante rezerve de lignit, din care cea mai mare parte sînt deasupra nivelului hidrostatic.

În general, zăcămintele de lignit din Oltenia sînt caracterizate prin :

— stratificație liniștită, cu înclinări mici și cu tectonică simplă ;

- parte din rezerve sînt situate în zone cu coperte sub 100—130 m ;
- raporturi de descopertare în general de ordinul 5:1 și 7:1 m^3/t ;
- complexul cărbunos se prezintă ca un pachet format din 2—3 strate de lignit, exploatabil, cu grosimi care variază de la 1 la 9 m ;
- rocile din coperta zăcămîntului sînt moi (roci sedimentare) ;
- rezervele sînt plasate în mare parte deasupra nivelului hidrostatic ;
- zonele carbonifere au hidrografie ușoară, fiind brăzdate de rîuri fără importanță care au regim sezonier ;
- în general cîmpurile carbonifere nu cuprind construcții sau așezări omenești importante.

Lignitul din Oltenia, în prezent, în cea mai mare parte este livrat la centrale termoelectrice și parțial la calea ferată.

Pentru viitor se prevede ca întreaga producție să fie livrată la o cetrală termoelectrică construită în apropierea zăcămîntului.

În acest mod se va crea posibilitatea de desfacere la un singur consumator care are dimensionate focarele pentru folosirea combustibililor inferiori și care se află la distanță mică de locul de producție.

Rezultă deci că parte din rezervele de lignit din Oltenia pot prezenta condiții favorabile pentru exploatarea lor prin cariere.

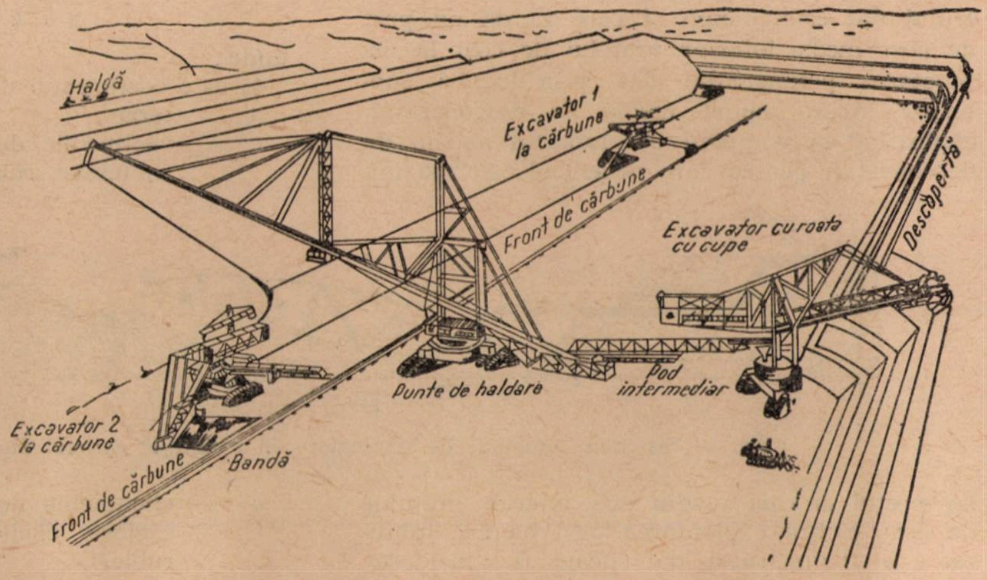

Haldă
Excavator 1 la cărbune
Front de cărbune
Excavator cu roata cu cupe
Descopertă
Punte de haldare
Pod intermediar
Excavator 2 la cărbune
Front de cărbune
Bandă

Fig. 4. Vedere de perspectivă a carierei Arzujansk.

Dar extinderea exploatării prin cariere este justificată numai în perimetrele care au un volum suficient de rezerve și la un raport de descopertare corespunzător din punct de vedere economic.

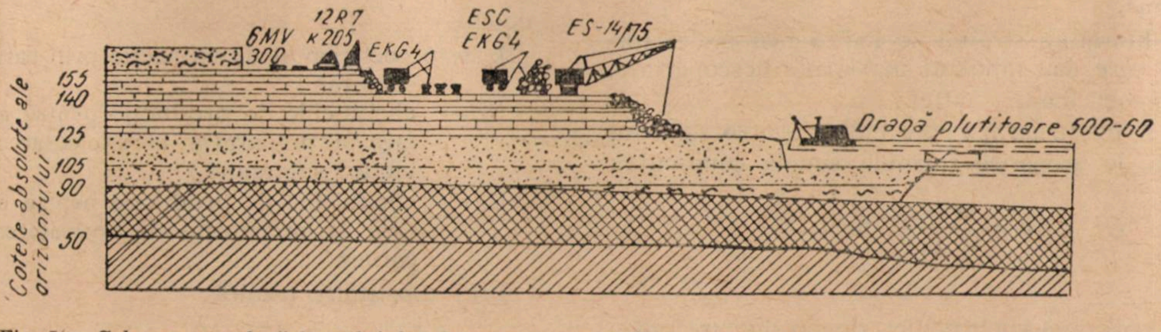

6MV 300
12R7 K205
EKG4
ESC EKG4
ES-14/75
Dragă plutitoare 500-60
Cotele absolute ale orizontului
155
140
125
105
90
50

Fig. 5 a. Schema amplasării utilajului în prima perioadă a construcției carierei Lebedinsk cu descopertă hidraulică.

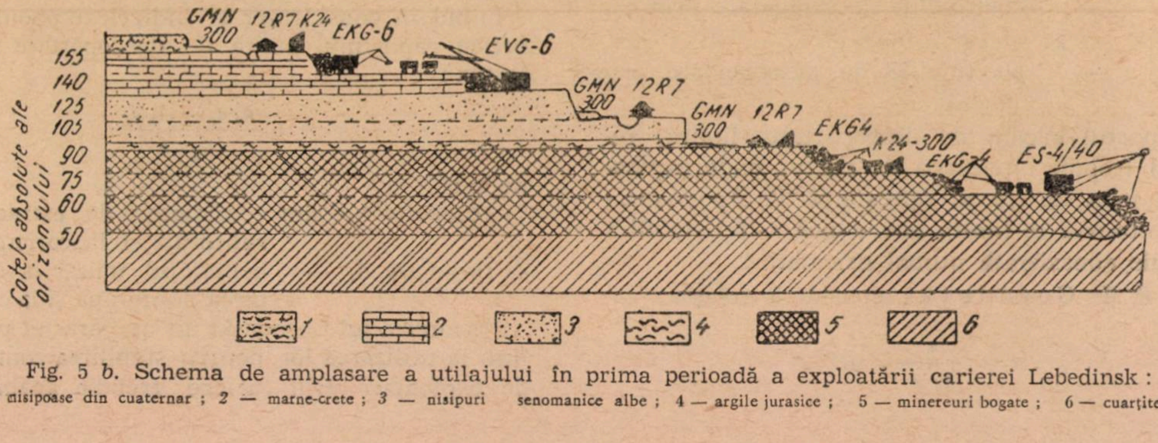

GMN 300
12R7 K24
EKG-6
EVG-6
GMN 300
12R7
GMN 300
12R7
EKG4
K24-300
EKG-4
ES-4/40
Cotele absolute ale orizontului
155
140
125
105
90
75
60
50
1
2
3
4
5
6

Fig. 5 b. Schema de amplasare a utilajului în prima perioadă a exploatării carierei Lebedinsk : 1 — argile nisipoase din cuaternar ; 2 — marne-crete ; 3 — nisipuri senomanice albe ; 4 — argile jurasice ; 5 — minereuri bogate ; 6 — cuarțite de fier.

În consecință, pentru un zăcămînt dat, trebuie analizat raportul maxim de descopertare admisibil în condiții economice favorabile, care va delimita conturul perimetrului de exploatare al carierei. Legat de acesta trebuie analizat raportul mediu de descopertare pentru care beneficiul cumulat pe perioada exploatării perimetrului dat este maxim și care va da un preț de cost mediu inferior prețului de cost la exploatarea perimetrului dat, prin lucrări subterane. Acest raport mediu de descopertare, exploatînd pe conturul dat raportul maxim de descopertare pentru care beneficiul este maxim, iar prețul de cost mediu este inferior prețului de cost pentru exploatarea prin lucrări subterane, a perimetrului dat, poate fi considerat ca *raport optim de descopertare.*

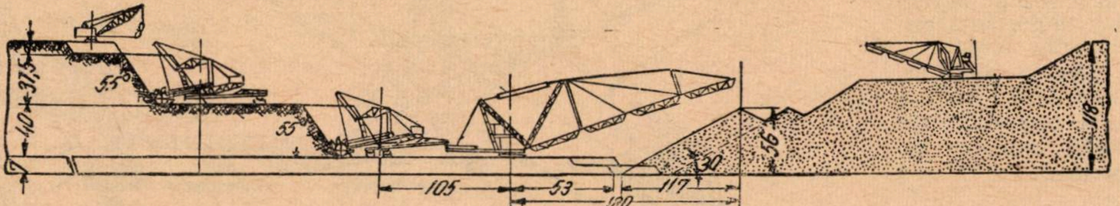


Fig. 6. Sistemul combinat de exploatare în condițiile carierei Morozovsk.

Ambele condiții sînt obligatorii pentru a avea o eficiență economică maximă în exploatarea prin cariere a perimetrului dat.

Raportul optim de descopertare și respectiv raportul maxim constituie problema centrală pentru determinarea eficacității economice maxime.

În literatura străină se indică mai multe formule care dau raportul maxim de descopertare, ca raport limită. Astfel :

— *I. P. Ponomarev* indică pentru raportul limită de acoperire formula simplă cunoscută :

$$n = \frac{c-a}{b},\ \mathrm{m^3/t},$$

unde :

c reprezintă cheltuielile de exploatare prin lucrări subterane, ruble/t ;

a — cheltuielile de exploatare prin cariere, ruble/t ;

b — cheltuielile de descopertare, ruble/m^3.

Raportul maxim de descopertare (limită) rezultat trebuie înțeles ca de contur unde exploatarea prin cariere se oprește. I. P. Ponomarev observă că limita economică astfel stabilită trebuie considerată numai orientativă.

— P. I. Gorodețki consideră relația :

$$n = \frac{s}{k_2\, b},\ \mathrm{m^3/t},$$

unde :

s este indice de economicitate, ruble/t ;

k_2 — coeficientul de exploatare la zi ;

b — cheltuielile de descopertare, ruble/m^3.

Dacă calitatea și coeficientul de exploatare al rezervelor sînt aceleași la cariere și mine subterane, rezultă :

$$s = k_2\,(c - a),$$

unde :

k_2 este coeficientul de exploatare la zi și subteran ;

c — cheltuielile de exploatare prin lucrări subterane, ruble/t ;

a — cheltuielile de exploatare prin cariere exclusiv cheltuielile de descopertare, ruble/t.

După substituire se obține formula :

$$n = \frac{c-a}{b},\ \mathrm{m^3/t}.$$

Luînd în considerare și cheltuielile de preparare :

$$s = k_2\ (U_1 - U_2),$$

unde :

k_2 este coeficientul de extracție prin cariere și subteran ;

U_1 — cheltuielile de producție pentru exploatare și preparație la exploatarea prin lucrări subterane ;

U_2 — cheltuielile de producție pentru exploatare și preparație la exploatarea prin cariere.

Prin substituire rezultă :

$$n = \frac{U_1 - U_2}{b},\ \mathrm{m^3/t}.$$

Luînd în considerare și indicele economic, expresia raportului limită de descopertare capătă forma :

$$n = \frac{k_2\, d_2 - k_1\, d_1}{k_2 \cdot b},$$

unde :

k_1 respectiv k_2 sînt coeficienți de extracție la subteran și la cariere ;

d_1 respectiv d_2 — beneficiul unitar la exploatarea subterană și la cariere.

Formulele lui Gorodețki au un caracter practic, însă la utilizarea lor pentru stabilirea conturului de exploatare prin cariere trebuie analizați și alți factori care creează avantaje deosebite exploatării prin cariere.

— M. G. Novojilov indică formula lui Gorodețki și a lui A. I. Mesceriakov:

$$n = \frac{c + 0{,}01 \cdot z \cdot v' - a}{b},\ \mathrm{m^3/t},$$

unde:

c este costul unitar la exploatarea subterană, ruble/t;
z, z_1 și z_2 — diferența pierderilor la exploatarea subterană și la carieră, %;
v — valoarea cărbunelui pierdut, ruble/t;
a — cheltuielile de exploatare la zi fără descopertă, ruble/t;
b — cheltuielile de descopertare, ruble/m³.

M. G. Novojilov consideră că raportul de descopertare limită, calculat cu indici economici, este raport mediu pe întreg perimetrul. Dacă raportul mediu este mai mic decît cel limită, atunci este mai rațională exploatarea prin cariere.

— P. V. Fadeev dă pentru raportul limită echivalența productivității muncii la exploatarea subterană și prin cariere.

— K. Kegel indică, pentru raportul maxim de descopertare, formula;

$$n = \frac{v - a}{b},\ \mathrm{m^3/t},$$

unde:

v este prețul de vînzare al cărbunilor bruți, ruble/t;
a — cheltuielile la exploatarea prin cariere, ruble/t;
b — cheltuielile de descopertare, ruble/t.

Deci se poate exploata pe conturul pentru care prețul de cost al exploatării prin cariere devine egal cu prețul de vînzare.

Însă exploatarea prin cariere este mai avantajoasă decît exploatarea subterană, dacă:

$$n = \frac{c - a}{b},\ \mathrm{m^3/t}.$$

— O. Gold indică tot formulele lui K. Kegel arătînd că valoarea dată nu poate fi un factor hotărîtor în alegerea metodei de exploatare (cariere sau subteran), ci trebuie avute în vedere avantajele create de exploatarea prin cariere.

★

Din succinta prezentare a formulelor pentru calculul raportului maxim de descopertare, care să dea conturul de exploatare prin cariere, rezultă că părerile sînt deosebite.

— După unii autori, raportul de descopertare limită (de contur) este dat de echivalența cu cheltuielile date de exploatarea subterană.

— Alți autori arată că acest raport limită trebuie considerat nu ca raport de contur, ci ca raport mediu de descopertare pentru întreg perimetrul.

— În fine, după unii autori, raportul de descopertare limită, dat ca raport de contur al exploatării prin cariere, este stabilit pe baza echivalenței dintre cheltuielile de exploatare și prețul de vînzare al cărbunelui, ceea ce înseamnă că exploatarea prin cariere poate merge pe conturul pentru care cheltuielile de exploatare sînt egale cu prețul de vînzare.

De asemenea, din literatură rezultă că avantajele exploatării prin cariere față de exploatarea subterană sînt unanim recunoscute de specialiști.

Aceasta duce la concluzia că exploatarea prin cariere nu poate fi oprită pe conturul dat de raportul limită calculat pe baza indicatorilor economici pentru care cheltuielile la exploatarea prin cariere devin egale cu cheltuielile la exploatarea subterană.

★

Metoda de calcul care se propune în această lucrare reprezintă o adaptare a formulelor V. M. Zdorov („Stabilirea conținutului minim exploatabil al unui zăcămînt") pentru calculul raportului optim de descopertare la carierele de cărbuni.

Pentru calculul raportului optim și respectiv conturul raportului maxim de descopertare se pleacă de la harta cîmpului minier dat, care este împărțit în perimetre ce pot fi exploatate ca unități (cariere) separate. Perimetrarea se face luînd în considerare condițiile naturale de zăcămînt, relieful suprafeței, hidrografie, construcțiile importante existente sau care se vor proiecta pentru punerea în exploatare a carierelor.

Pe această hartă se trasează izorapoartele de excavație (raportul dintre adîncimea de excavație pînă la culcușul stratului de cărbune și grosimea netă a cărbunelui).

După harta izorapoartelor se calculează (prin planimetrare sau altă metodă) suprafețele și volumele de excavare grupate pe zone după raportul de excavație.

Volumele de excavație astfel calculate și grupate după rapoartele de excavație în ordine crescătoare se figurează într-un grafic, unde în abscisă se ia volumul total de excavație și respectiv rezerva de lignit exploatabil cuprinsă în zonele respective, iar în ordonată proporția de cărbune care revine la metru cub excavație, adică inversul raportului de excavație. Deci proporția de cărbune pe metru cub excavație este:

$$e = \frac{1}{\textit{raport de excavație}}.$$

Considerînd un mare număr de zone cu valori descrescătoare pentru e, atunci la limită punctele *e* variază pe o curbă care exprimă variaţia lui *e* în funcţie de volumele excavate (şi respectiv în funcţie de rezervele de cărbune cuprinse).

Variaţia proporţiei medii de cărbune care revine la metru cub excavaţie este o funcţie $f(z)$:

$$e_m = \frac{\int_e^z e \cdot d\,z}{Z}$$

unde:

Z este volumul total al excavaţiei pentru n zone (fig. 7).

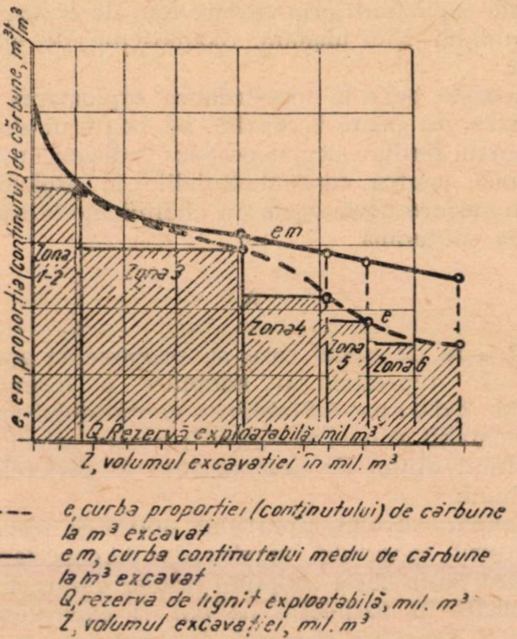


Fig. 7. Variaţia proporţiei (conţinutului) de cărbune la m³ excavaţie, în funcţie de volumul excavat, respectiv rezerva exploatabilă.

În cazul zăcămintelor de lignit din Oltenia, care sînt depuneri stratiforme liniştite, graficul reprezintă o situaţie apropiată de realitate, cuprinzînd zonele cu conţinuturi mari spre centru şi în scădere către periferia cîmpului.

În funcţie de variaţia proporţiei de cărbune ce revine pe metru cub excavaţie *e*, se poate calcula variaţia preţului de cost corespunzător exploatării unei părţi sau în totalitate a perimetrului dat.

Pentru aceasta se consideră că preţul de cost al excavaţiei este format din două poziţii care cuprind indicatorii principali (fig. 8).

Deci preţul de cost *p* pe metrul cub de excavaţie este dat de formula:

$$p = \frac{A}{Z} + a,$$

unde:

A este valoarea de învestiţie exclusiv utilajele direct productive;

a — cheltuieli directe pe metru cub de excavaţie;

Z — volumul total de excavaţie.

Preţul de cost *s* pe metru cub cărbune * este dat de relaţia:

$$s = \frac{S}{Q_i},$$

unde:

$S = pZ$ reprezintă cheltuielile de excavaţie pentru Z m³;

$Q_i = iQ$ — volumul cărbunelui extras din carieră;

$i = 0{,}80$ — coeficientul de extracţie (cu 20% pierderi de exploatare);

$Q = e_m \cdot Z$ — volumul de cărbune cuprins în perimetru.

Prin înlocuiri se obţine:

$$s = \frac{A + aZ}{i\int_0^z e.\,dz}.$$

Preţul de cost este minim pentru valorile care anulează derivata adică:

$$\frac{e}{e_m} = \frac{a}{p},$$

ceea ce înseamnă că preţul de cost al cărbunelui este minim dacă se exploatează pe conturul pentru care raportul dintre conţinutul minim (limită) şi conţinutul mediu este egal cu raportul dintre cheltuielile directe şi cheltuielile totale pe metru cub excavaţie, sau putem spune că preţul de cost este minim, dacă se exploatează pe conturul pentru care raportul dintre raportul mediu

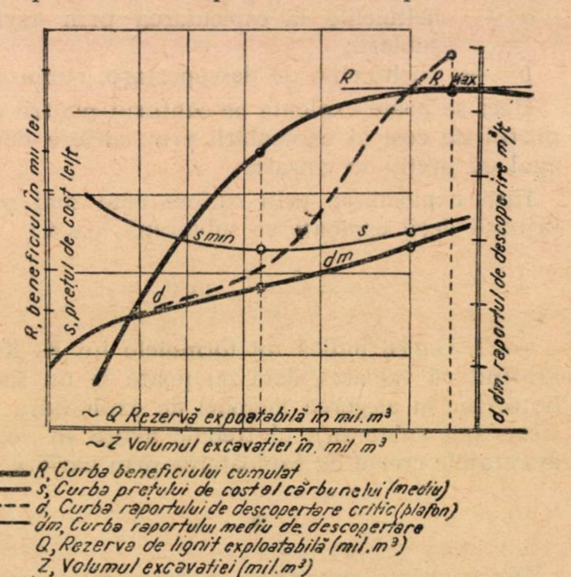


Fig. 8. Variaţia preţului de cost şi a beneficiului în funcţie de volumul excavat, respectiv rezerva exploatabilă.

---

* Se poate asimila cu preţul de cost pe tona netă, deoarece pierderile de la producţia brută la cea netă (20%) se compensează cu transformarea de la metru cub cărbune la tona cărbune (1,20 t/m³).

şi raportul maxim de excavaţie este egal cu raportul dintre cheltuielile directe şi cheltuielile totale pe metru cub excavaţie.

Însă delimitarea conturului de exploatare, pentru care preţul de cost este minim, nu reprezintă condiţia economică optimă. Am considerat că economicitatea optimă este condiţionată de beneficiul cumulat maxim şi preţul de cost mediu inferior exploatării subterane.

Aşadar urmează a se determina e, adică proporţia minimă de cărbune care revine la metru cub excavaţie corespunzător raportului maxim de descopertare, pentru care beneficiul cumulat este maxim.

Beneficiul este dat de relaţia:

$$R = C - S,$$

unde:

$C = c \cdot e_m \cdot Z \cdot i$ reprezintă valoarea cărbunelui extras;

C— preţul de vînzare loco carieră.

Înlocuind pe C şi S prin valorile lor rezultă:

$$R = c \cdot i \int_0^z e.\ d z - A - az.$$

Beneficiul va fi maxim pentru valorile care anulează derivata:

$$e = \frac{a}{c \cdot i}\cdot$$

Deci, beneficiul cumulat este maxim dacă se exploatează pe conturul pentru care proporţia de cărbune ce revine pe metru cub excavaţie este egală cu raportul dintre cheltuielile directe şi preţul de vînzare pe tona netă; sau beneficiul cumulat este maxim, dacă se exploatează pe conturul pentru care raportul de excavare este egal cu raportul dintre preţul de vînzare pe tona netă şi cheltuielile directe de excavare.

Exprimat mai simplu, beneficiul este maxim exploatînd zona conturată de raportul de descopertare pentru care preţul de cost al cărbunelui este egal cu preţul de vînzare.

Reprezentînd grafic curbele preţului de cost şi beneficiul cumulat, rezultă:

— preţul de cost minim şi beneficiul cumulat maxim nu sînt plasate pe aceeaşi ordonată. Acest fapt duce la concluzia că pentru un perimetru minier dat, nu este indicat a ne opri la conturul de zăcămînt pentru care preţul de cost este minim, ci trebuie exploatată zona dată de conturul raportului maxim de descopertare pentru care beneficiul cumulat şi respectiv rezerva exploatabilă sînt maxime.

— Beneficiul cumulat este mai mic în punctul pentru care preţul de cost este minim, deoarece în acest caz şi rezerva exploatabilă este mai mică.

În concluzie, condiţia economică pentru exploatarea prin cariere a unui perimetru dat se reduce la relaţia care dă raportul maxim de descopertare pentru ca beneficiul să fie maxim şi ca preţul de cost mediu al cărbunelui să fie inferior prin exploatarea prin lucrări subterane.

Pentru calculul raportului maxim de descopertare, este necesar să cunoaştem:

a — cheltuielile directe pe metru cub excavaţie;

c — preţul de vînzare loco carieră;

i — coeficientul de extracţie în perimetrul dat.

La trasarea curbelor beneficiului cumulat şi a preţului de cost, trebuie determinat şi A care reprezintă valoarea de învestiţii pentru atingerea şi menţinerea capacităţii de producţie într-un perimetru dat (exclusiv utilajele direct productive).

Cu ajutorul datelor statistice şi analtice din proiectele elaborate pentru Rovinari, aplicate în formulele prezentate, a rezultat că în condiţiile unui flux tehnologic modern raportul maxim de descopertare este de 11 m^3/t. Raportul mediu de descopertare, pentru ca preţul de cost la exploatarea prin cariere să fie inferior celui prin lucrări subterane, este de 7 m^3/t.

În afara avantajelor economice arătate, exploatarea prin cariere prezintă multiple avantaje la învestiţii, durată de deschidere, consum de materiale, economii la forţele de muncă etc.

În consecinţă, ţinînd cont de multiplele avantaje date de exploatarea prin cariere din care numai o parte pot fi prinse în calculele economice prezentate, rezultă că raportul mediu de descopertare exploatînd pe conturul dat de raportul maxim pentru care beneficiul cumulat este maxim, poate fi considerat ca raport optim de descopertare cu condiţia să dea un preţ de cost mediu inferior exploatării subterane.

Natural că nu se poate cere riguroasa aplicabilitate a formulelor prezentate, deoarece condiţiile de zăcămînt pot fi variabile în cadrul cîmpului minier. Formulele pentru calculul raportului maxim de descopertare şi a variaţiei preţului de cost sînt indicative şi pot servi, cu aproximarea cuvenită, pentru studiul general al delimitării zonelor exploatabile prin cariere într-un cîmp minier.

Pentru proiectarea în fazele superioare aceste valori urmează a fi precizate prin calcule analitice.

Ca urmare a acestui fapt, s-a analizat posibilitatea extinderii exploatării prin cariere a zăcămintelor de lignit din Oltenia. A rezultat că în afara carierelor de la Rovinari şi Tismana, mai pot fi deschise şi puse în exploatare încă patru cariere, cu un volum de circa 25% din rezervele totale de lignit din Oltenia.

Perimetrarea carierelor din zona cîmpului Jilţ-Roşia de Jiu s-a făcut prin delimitarea suprafeţelor care corespund următoarelor condiţii:

— raportul maxim de descopertare sub 11:1 m^3/t;

— raportul mediu de descopertare în fiecare perimetru sub 7:1 m^3/t;

— adîncimea de excavare sub 130 m;

— presiunea apelor din culcuşul stratului de cărbune sub 60 m CA ;

— grosimea netă exploatabilă a stratului de cărbune peste 2 m.

Condiţiile arătate au fost impuse considerînd că se exploatează începînd de la stratul inferior şi succesiv s-a considerat că stratele inferioare, care nu pot fi exploatate economic datorită condiţiilor arătate, vor fi părăsite.

A rezultat că în partea nordică a cîmpului minier se poate exploata începînd de la stratul 5 în sus, iar în partea sudică — începînd de la stratul 7 şi în unele părţi începînd de la stratul 10 în sus.

Limitele determinate astfel sînt aproximative şi ele urmează a fi finisate în cadrul proiectelor care se vor elabora.

Aşa cum s-a arătat în prima parte, analiza cheltuielilor de exploatare s-a făcut considerînd că se va folosi un flux tehnologic modern (fig. 9).

În schema de exploatare de principiu care se recomandă, s-au avut în vedere :

— metoda de exploatare combinată, cu depunere directă a sterilului din treapta inferioară şi transportul cu benzi la treptele superioare de steril şi la cărbune ;

— folosirea exclusivă a utilajelor cu funcţionare continuă : excavatoare cu roată cu cupe, punţi de haldare, transport pe benzi.

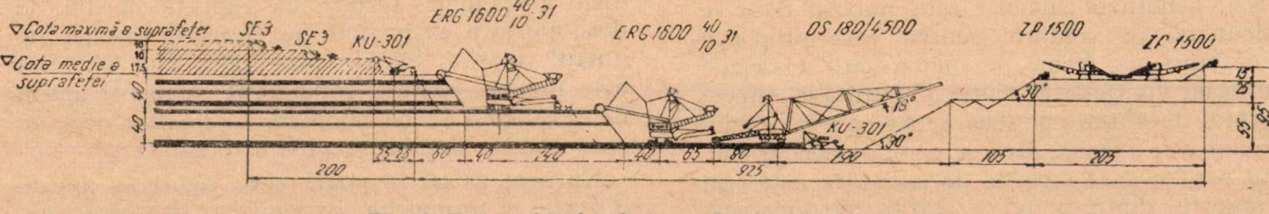


Fig. 9. Procesul tehnologic : schema de principiu.

În fluxul adaptat s-au luat în considerare utilaje de excavare cu productivităţi medii care se fabrică curent. De asemenea, alegerea acestor utilaje a fost hotărîtă şi de dimensiunile medii ale carierelor care nu necesită utilaje exagerat de mari. De altfel se pare că în condiţiile de zăcămînt din bazin nu este indicată folosirea unor utilaje mai grele.

Concluzii

Avantajele create de exploatarea prin cariere, faţă de exploatarea prin lucrări subterane, duc la extinderea lor chiar în condiţii cu adîncimi mari de excavare şi la rapoarte de descopertare pînă la 11 m^3/t.

Din datele prezentate rezultă că este mai avantajos a se merge pe cariere mari cu utilaje grele de mare capacitate, care au productivităţi mari şi preţ de cost mai mic (fig. 10).

Ca metodă de exploatare apare mai avantajoasă exploatarea fără transport şi cu punte de haldare pentru grosimi mai mici de copertă şi metoda combinată cu benzi transportoare pentru adîncimi mai mari de excavaţie.

Metoda de calcul pentru raportul maxim de descopertare dat de beneficiul cumulat maxim şi pentru raportul mediu de descopertare este uşor de aplicat la carierele de cărbuni. Formulele cuprind parametri pe care îi putem determina cu suficientă exactitate *(a, c şi i)*, fie pe baze statistice, fie analitice. Cu ajutorul formulelor date se pot reprezenta grafic curba variaţiei beneficiului cumulat, a preţului de cost şi a raportului de descopertare, corelate între ele, şi în funcţie de volumul de rezerve, respectiv de volumul de excavaţie care se exploatează.

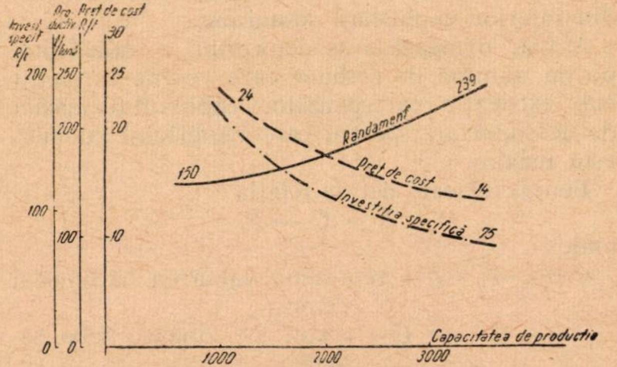


Fig. 10. Indicatorii economici la carierele de lignit în funcţie de capacitatea de producţie (după Melnikov).

Raportul mediu de descopertare, exploatînd pe conturul dat de raportul maxim de descopertare pentru care beneficiul cumulat este maxim, poate fi considerat ca raport optim de descopertare, cu condiţia ca preţul de cost mediu să fie inferior exploatării subterane.

Formulele date se pot folosi la studii preliminare pentru determinarea perimetrelor miniere care pot fi exploatate prin cariere în condiţii economice favorabile.

Rezervele mari şi condiţiile de prezentare a zăcămintelor de lignit din Oltenia creează premisele extinderii exploatării prin cariere.

Se pot face cariere cu un nivel de producţie de 1,5—4 mil. t/an, cu o tehnologie nu prea complicată. Dat fiind adîncimea de excavare de 40—130 m, se poate aplica metoda de exploatare combinată cu benzi pentru treptele superioare şi cu punte de haldare pe ultima treaptă de steril.

Utilajele cele mai adecvate sînt cele cu funcţionare continuă: benzi transportoare, excavatoare cu roată cu cupe şi punţi de haldare.

La cărbuni este indicat a se pune excavatoare cu roată cu cupe, care, după încercări, urmează a fi adaptate condiţiilor specifice de tăiere în lignit.

Prin punerea în exploatare a carierelor din Oltenia, se vor putea crea capacităţi sporite la un preţ de cost inferior celui obţinut prin lucrări subterane, creînd astfel o bază importantă pentru industria carboniferă din ţara noastră.

BIBLIOGRAFIE

[1] Arnold, E. *Comunicare la Congresul internaţional minier*. Budapesta, 1960.

[2] Vidal, V. *Exploitation des mines*. Vol. 3, Paris, 1962.

[3] Melnikov, N. V. *Tehnica lucrărilor miniere în străinătate*. Moscova, 1962.

[4] Novojilov, M. G. *Tehnologia nouă la exploatarea în carieră a substanţelor minerale utile*. Gosgortehizdat, Moscova, 1962.

[5] Melnikov, N. V. *Tehnologia folosită la deschiderea carierelor în zona anomaliei magnetice*. Gosgortehizdat, Moscova, 1963.

[6] Varna, Z. *Calculul raportului limită de acoperire*. Uhli nr. 6, 1962.

[7] Gheorghiu, Gr. *Aspecte economice privind dezvoltarea exploatării lignitului prin cariere*. Revista Minelor, nr. 7, 1962.

[8] Zdorov, V. M. *Stabilirea conţinutului minim exploatabil al unui zăcămînt*. Institutul TNIGRI, Moscova, 1958.

◆

Probleme actuale ale adîncirii puţurilor la minele din R.P.R.

Faţă de creşterea vertiginoasă a producţiei miniere pînă în anul 1965 şi în perspectivă, potrivit cifrelor date de Directivele Congresului al III-lea al P.M.R., va fi nevoie să se execute un mare volum de lucrări miniere.

Din întreg complexul acestor lucrări adîncirea puţurilor este o lucrare complicată şi de mare răspundere. Pe de altă parte, de viteza cu care se execută adîncirea puţurilor depinde, în general, scurtarea termenelor de punere în exploatare a minelor. De aceea importanţa problemei capătă un aspect cu totul deosebit, mai ales dacă se ia în seamă şi faptul că din durata totală a lucrărilor necesare deschiderii unei mine, în medie o treime reprezintă timpul de care este nevoie pentru adîncirea puţurilor.

Avînd în vedere că în primii ani care urmează vor trebui să se adîncească circa 12 mii m de puţuri cu gură la zi, încărcarea de adîncire va fi foarte mare. Astfel, va trebui să se adîncească în medie 4,4 puţuri pe an, cu o adîncime medie de 390 m.

Din cele arătate rezultă că problema adîncirii puţurilor la minele din R.P.R. este de prim ordin şi va trebui soluţionată în aşa fel, încît cerinţele de plan cu termenele respective să fie îndeplinite.

Criteriile mai importante, de care trebuie să se ţină seama la adîncirea puţurilor în condiţiile mineritului nostru, sînt : viteză de adîncire cît mai mare, echipament mecanic just proporţionat cu numărul şi metrajul puţurilor care urmează să fie adîncite precum şi cu importanţa frecvenţei adîncirii unor puţuri ce se face prin aceeaşi metodă şi acelaşi echipament, utilaj din ţară sau din import, natura rocilor în care urmează să fie adîncite puţurile, tipizarea instalaţiei şi tehnologiei de adîncire cu corolarul tipizării organizării şantierelor de adîncire ş.a.

Trebuie menţionat că mărirea vitezelor de adîncire este una dintre condiţiile hotărîtoare pentru reducerea timpului de construcţie a minelor noi sau în extindere.

Pînă în prezent, vitezele tehnice realizate nu au depăşit 17 m pe lună, cu excepţia puţului Dîlja din Valea Jiului la care s-a atins o viteză tehnică medie de adîncire de 38 m pe lună.

Pe scurt, pentru adîncirea puţurilor minelor din R.P.R. va fi nevoie să se adopte mijloace corespunzătoare posibilităţilor noastre, în funcţie de numărul şi urgenţa puţurilor, începînd printr-o raţionalizare a echipamentului şi a metodelor de adîncire care vor trebui aplicate şi completînd şi îmbunătăţind mijloacele de lucru în primii 2—3 ani, creînd în felul acesta pregătirea tehnică de care este nevoie pentru a putea reduce preţul de cost şi îndeplini planul de adînciri de puţuri ce revine mineritului nostru ca urmare a sarcinilor trasate de către Directivele celui de-al III-lea Congres al P.M.R.

I. Cîteva realizări din străinătate. Tendinţe în tehnica săpării puţurilor

În literatura de specialitate se citează o serie de exemple de săpări de puţuri cu viteze foarte mari. Actualmente recordul mondial îl deţine Republica Sud Africană cu 381,33 m pe lună la adîncirea puţului Buffelsfontaine ; recordul european îl deţine R.S.C. cu o viteză tehnică de 284 m pe lună la adîncirea puţului minei Paskov din bazinul Ostrava — Karvino. Viteze tehnice de peste 250 m pe lună s-au obţinut şi la multe puţuri din U.R.S.S.

În străinătate tendinţa este să se adîncească puţuri de diametru mare (6—8 m), unde mecanizarea poate fi intensificată la maxim.

O problemă mult dezbătută este aceea a creşterii productivităţii muncii lucrătorilor auxiliari, în special a celor de la zi. În acest scop se caută să se ridice nivelul mecanizării tuturor operaţiilor ca : depunere în haldă cu autocamioane basculante sau funiculare provizorii, manevrarea utilajului din puţ cu trolii mecanice, golirea automată a chiblelor şi a deschiderii uşilor de la podurile de manevră şi de siguranţă ş.a.

Dar problema capitală este aceea a susţinerii. Există o foarte mare disproporţie între viteza de săpare şi viteza de susţinere, fiindcă productivitatea muncii la susţinere este de două ori mai mică decît cea de la săpare.

Din acest motiv, tendinţa este să se renunţe la susţinerea de zidărie sau cuvelaje şi să se prefere — dacă alte condiţii nu se opun — susţinerea de beton turnat, betonul fiind coborît în puţ prin ţevi. În felul acesta, tehnologia este pe punctul de a se schimba complet. Indicatorii tehnico-economici care se obţin sînt cu totul superiori, iar vitezele citate mai înainte au fost obţinute exclusiv cu această nouă tehnologie.

Actualmente mecanizarea proceselor de lucru se poate considera rezolvată, fiind concretizată într-un echipament de adîncire puternic: maşini de extracţie cu viteze mari (10 m/s), chible de 1,5—2,5—6 m^3, ghidaje de funie, trolii multiple, graifăre perfecţionate, perforatoare roto-percutante, pompe speciale ş.a.

O problemă încă dezbătută este aceea a amenajării. În rezolvarea acestei probleme, se poate ţine seamă dacă au întîietate vitezele de adîncire sau randamentele. În cazul că primează vitezele, se poate accepta ca amenajarea să se facă o dată cu susţinerea, în caz contrar, amenajarea se poate face la urmă, după ce puţul a fost susţinut.

Aceleaşi considerente sînt admise şi în cazul construcţiei definitive a unor instalaţii sau clădiri care să servească şi la adîncire.

Tendinţa fermă este ca şantierele de adîncire a puţurilor să aibă o organizare separată: birouri, băi, ateliere, cantine, cazare etc.

Pentru bunul mers al adîncirii, al aplicării tehnicii noi, al standardizării materialelor, al tipizării tehnologiei, precum şi pentru punerea în practică a întregului progres tehnic, în ţările lagărului socialist sînt înfiinţate întreprinderi specializate în adînciri de puţuri.

II. Numărul şi metrajul puţurilor care sînt de adîncit

Pe toată industria minieră vor fi de adîncit 93 puţuri însumînd peste 21 mii m. Din această cantitate 31 de puţuri, reprezentînd un metraj de aproximativ 12 mii m, revin grupei puţurilor cu gura la zi.

Pentru puţurile care se vor adînci de la zi, reiese că 65%din metraj şi 61% din numărul lor revin ramurii cărbuni şi săruri (la potasiu 280 m); 17%, respectiv 23% — ramurii minereuri feroase şi roci industriale; 18%, respectiv 16% — ramurii minereuri neferoase.

În ceea ce priveşte diametrele, circa 50% sînt puţuri cu diametre de 5 m sau mai mare, restul de 50% sînt puţuri cu diametre mai mici; raportat la metraj, 63% revine celor cu diametre egale sau mai mari de 5 m şi 37% pentru rest, din care 34% metraj pentru puţuri cu diametrul de 4 m.

O analiză în ceea ce priveşte adîncimea arată că 84% din puţuri vor avea o adîncime mai mare de 200 m. Pentru ramura cărbuni această proporţie este de 89%, pentru minereuri feroase — de 57% şi pentru minereuri neferoase — de 100%.

Admiţînd că pînă în 1970 toate puţurile de la zi vor fi adîncite (căci numai în felul acesta va rămîne timp disponibil pentru executarea în termen a celorlalte lucrări miniere de deschidere), reiese că încărcarea de adîncire medie, ce revine anual, va fi de $11\,650 : 7 = 1\,660$ m puţ/an. Metrajul acesta duce la un număr mediu de $31 : 7 = 4{,}4$ puţuri ce vor trebui adîncite anual, a căror adîncime medie va fi de circa 390 m.

Trebuie cunoscut că pentru anumite bazine, cum este Valea Jiului, încărcarea de adîncire se dublează, fapt care arată necesitatea unor măsuri speciale.

III. Problema susţinerii

S-a arătat că pentru progresele realizate în materie de adînciri de puţuri, factorul important este tocmai adoptarea unei susţineri a cărei viteză de execuţie să se apropie de viteza de săpare. Soluţia aplicată este aceea a betonului coborît în puţ prin ţevi şi turnat în spatele unui cofraj mobil alunecător.

La minele din R.P.R., betonul turnat şi bolţarii de beton au fost întrebuinţaţi în ultimii 20 ani cu exclusivitate pentru susţinerea puţurilor principale.

Pentru viitor va trebui urmată aceeaşi linie, mai ales că şi în alte ţări betonul este foarte mult întrebuinţat în acest scop. Pe lîngă bolţari şi beton turnat se întrevede şi folosirea betonului stropit.

La puţurile existente, în ultimii ani, s-a folosit din ce în ce mai mult betonul turnat.

O anchetă făcută în Valea Jiului arată că 39% din puţurile cu gură la zi sînt susţinute în bolţari, iar 55% — în beton bătut.

a. Susţinerea cu zidărie de bolţari

Deşi bolţarii au o rezistenţă la compresiune superioară, în zidărie însă, din cauza rosturilor, rezistenţa susţinerii scade cu cel puţin 30% din cea a bolţarilor consideraţi ca elemente separate.

În figurile 1, 2, 3, se arată variaţia rezistenţei la compresiune a cantităţii de muncă şi a costului susţinerii în ruble, pentru diferite materiale date de literatura sovietică [6].

După cum se vede orice susţinere de zidărie este mai scumpă decît cea de beton bătut.

Pentru minele noastre bolţarii urmează să fie folosiţi numai în cazuri speciale, pentru puţurile cu gura la zi. Pentru lucrările subterane susţinerea cu bolţari va dăinui încă, pînă la studierea şi construirea unui utilaj de betonare po-

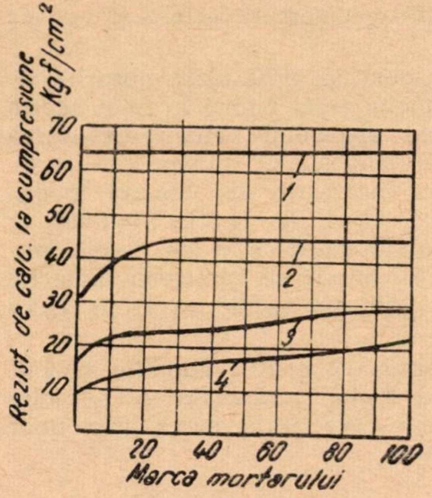


Fig. 1. Variaţia rezistenţei de calcul la compresiune pentru materiale de susţinere definitivă :
1 — beton B-150 ; *2* — blocuri de beton ; *3* — bolţari B-150 ; *4* — cărămizi marca 150.

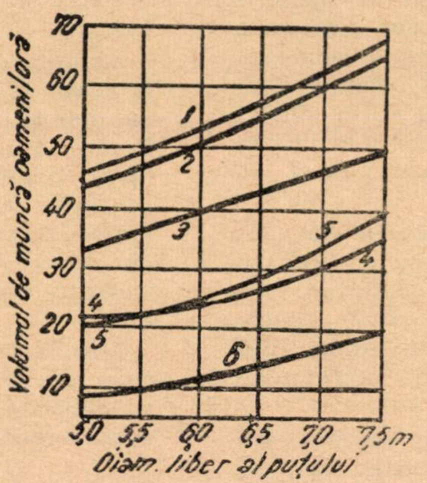


Fig. 2. Volumul de muncă necesar pentru diferite feluri de susţinere definitivă inclusiv susţinerea provizorie şi pintenii de reazem :
1 — cărămizi ; *2* — bolţari ; *3* — betonare normală ; *4* — cuvelaje de beton armat SKT ; *5* — cuvelaje de beton armat I.U. ; *6* — beton cu întărire rapidă.

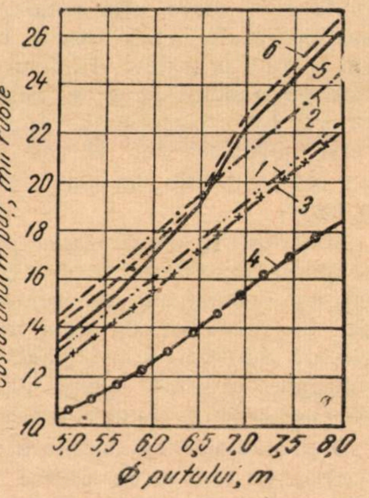


Fig. 3. Costul unui metru de puţ adînc de 500 m în funcţie de felul susţinerii definitive :
1 — cărămizi ; *2* — bolţari ; *3* — beton turnat B-150 ; *4* — beton turnat B-200 cu cofraje alunecătoare ; *5* — cuvelaje de beton armat I.U. 560 ; *6* — cuvelaje de beton armat I.U. 700.

trivit condiţiilor impuse de spaţiul strîmt al locurilor de muncă, fie că sînt puţuri oarbe, fie că sînt suitori sau galerii.

b. Susţinerea de beton turnat

Tehnica nouă care se foloseşte în prezent la noi şi în străinătate la această susţinere, are ca temei transportul betonului fără segregare, prin ţevi.

Pentru ca succesul să fie deplin, la acest factor trebuie adăugat un al doilea, şi anume folosirea cofrajului mobil alunecător, cu ajutorul căruia se pune rapid betonul în operă. Acest cofraj foloseşte, faţă de orice alt mijloc, în cel mai înalt grad posibilităţile coborîrii betonului prin ţevi.

TRANSPORTUL BETONULUI PRIN ŢEVI

Mişcarea betonului prin ţevi aparţine aşa numitei mişcări în „spaţiu stînjenit". Un corp se consideră că se mişcă într-un spaţiu stînjenit cînd raportul dintre diametre (fiind vorba de mişcare prin ţevi) este mai mare ca 1/10. Pentru o astfel de mişcare viteza corpului ce cade, după un anumit timp sau drum parcurs, devine constantă.

Pe de altă parte, legile care se aplică mişcării betonului sînt acelea ale unui corp „structural", corp căruia, pe măsura ce i se schimbă viteza, i se schimbă şi structura — deci viscozitatea — şi ca atare şi caracterul mişcării.

Pînă în prezent nu este încă pusă la punct o teorie a scurgerii betonului prin ţevi. Se poate presupune că timpul cît durează mişcarea accelerată este foarte mic, de ordinul secundelor, la fel ca şi la căderea corpurilor într-un mediu vîscos (legea simtoticităţii). Unii autori consideră că în ţeavă, pe lîngă rezistenţa datorită frecării betonului de pereţi, rezistenţa aerodinamică este cea obişnuită, adică proporţională cu natura suprafeţei corpului, cu secţiunea ecuatorială a corpului în cădere, cu densitatea aerului şi cu pătratul vitezei. Ori, betonul parcurge ţeava ca un piston cu joc liber (coeficient de umplere a secţiunii ţevii egal cu 0,7—0,8) şi care în timpul curgerii se poate chiar destrăma într-o mică măsură. Aceasta înseamnă că rezistenţa aerodinamică este mult mai mare şi nu se poate să nu fie străine fenomenele de depresiune şi de compresiune ale aerului în ţevile de coborîre a betonului.

Măsurătorile făcute de V. Zaslavski la puţul Lenin din Krivoi Rog asupra diferitelor „porţii de beton" şi a betonului cu agregate diferite, însă care nu au depăşit mărimea de 40 mm, arată că viteza constantă este de circa 35 m/s, pentru ţevi de 150 mm.

Această viteză este atinsă după aproximativ 4 secunde şi un drum care nu depăşeşte 60—100 m.

Potrivit părerii specialiştilor, pentru ca la coborîrea pe verticală să nu aibă loc segregarea betonului, acesta trebuie introdus în ţevi în cantităţi succesive nu prea mari. Aceste porţii pot avea 40—60 kg.

Zaslavski presupune că porţiile de 18—20 kg ar fi cele mai mici care se pot coborî fără segregare. Această greutate corespunde la circa 7—8 litri beton.

Viteza cîştigată de beton în conductă trebuie ruptă şi micşorată mai înainte ca betonul să ajungă în spatele cofrajului, căci în caz contrar la ieşirea din conductă, mişcarea fiind liberă, betonul se segregă. Pentru înlăturarea segregării, conducta, la cîţiva metri mai sus de locul de betonare, se termină cu un amortizor. Amortizorul poate fi de tip ecluză sau tip ţeavă cu buzunar. În figurile 4, 5, 6, 7 se arată cîteva tipuri de amortizoare (după Zaslavski, Samoilovski şi Vagin-Pinkovski).

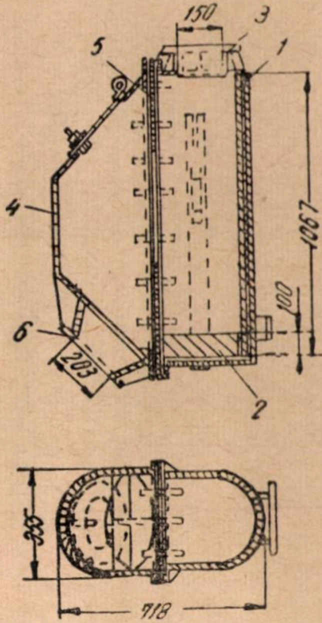


Fig. 4. Amortizor cu ecluză folosit în Republica Sud Africană :

1 — cameră de primire ; 2 — placă metalică ; 3 — flanşă la intrare ; 4 — cameră de trecere ; 5 — placă metalică cu fereastră ; 6 — flanşă la ieşire.

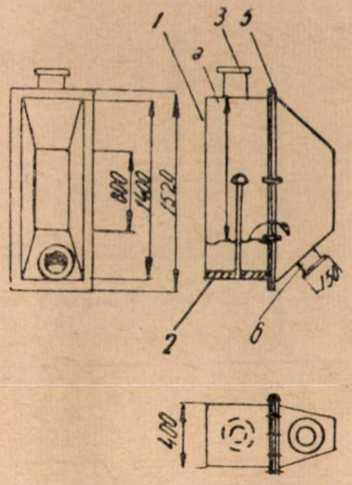


Fig. 5. Amortizor cu ecluză folosit în R. D. G. :

1 — cameră de primire ; 2 — placă metalică ; 3 — flanşă la intrare ; 4 — cameră de trecere ; 5 — placă metalică cu fereastră ; 6 — flanşă la ieşire.

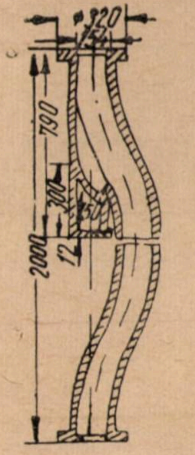


Fig. 6. Amortizor cu ţeavă buzunar folosit în U.R.S.S.

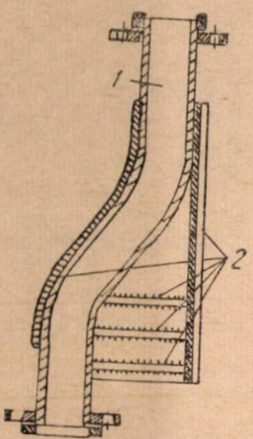


Fig. 7. Amortizor cu prag folosit în U.R.S.S. :

1 — ţeavă ; 2 — perete cu bandă sudată.

Amortizorul rupe viteza atît de mult, încît betonul ajunge la locul de betonare cu o viteză destul de mică pentru ca să mai aibă loc segregarea, fie datorită izbirii de peretele puţului, fie curgerii libere pe scurta distanţă ce rămîne între capătul ţevilor de distribuţie şi zidul de beton. Practica a dovedit că distanţa amortizorului de locul de betonare nu trebuie să depăşească 30—35 m.

În concluzie, prin cercetările făcute în bazinul Krivoi Rog, Zaslavski constată următoarele :

— betonul folosit (care a avut un raport A/C = 0,55—0,60, o turtire a conului de 9—12 cm, agregate mari cuprinse între 5—40 mm) a ajuns după un timp de 4 secunde, viteza constantă de scurgere egală cu 30—35 m/s, în care timp a parcurs un drum de 60—100 m ;

— după această adîncime mişcarea devine uniformă, din care motiv nu este nevoie ca pe parcurs să se intercaleze în conducta de ţevi amortizoare intermediare, iar amortizorul final nu necesită schimbări în construcţia lui în funcţie de adîncime ;

— în timpul curgerii este posibil ca pistonul de beton să se destrame în porţiuni mai mici ce nu depăşesc 6—8 l sau 15—18 kg, ceea ce face ca segregarea să nu aibă loc.

Toate studiile şi practica făcute pînă astăzi duc la concluzia că ţevile trebuie să aibă diametrul de 150 mm, iar grosimea pereţilor de cel puţin 6 mm.

Montarea ţevilor este una din problemele capitale, pentru că de ea depinde uzura lor şi debitul de beton. Ţevile trebuie să fie montate perfect vertical. În acest scop, ţevile se prind de peretele puţului cu ajutorul unor dispozitive speciale reglabile, pe de o parte, iar pe de alta, îmbinarea lor se face cu flanşe care să asigure

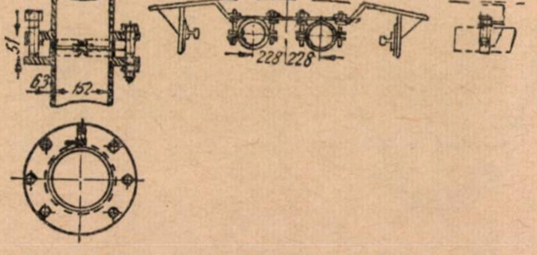


Fig. 8. Fixarea conductei de ţevi la mina Free State Saaiplaas — Republica Sud Africană :

1 — brăţară de îmbinare ; 2 — flanşă de îmbinare ; 3 — bulon de reglare.

coaxialitatea lor. În figurile 8, 9, 10 se arată cîteva procedee de montare.

Uzura țevilor, cînd acestea sînt bine montate, este destul de mică, putîndu-se coborî cîteva mii metri cubi de beton pentru puțuri a căror adîncime depășește 1 000 m. Explicația constă în aceea că pe pereții țevilor se așterne o pătură subțire de lapte de ciment ce micșorează frecarea.

Țevile deviate de la verticală, turtite sau strîmbe, se găuresc repede și trebuie schimbate imediat. Punerea de petice nu a dat rezultate.

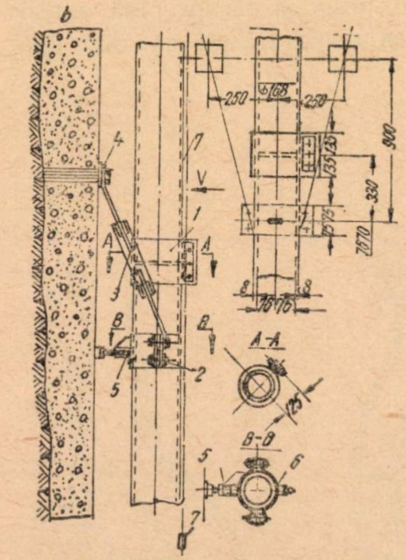

b
250
150
250
900
135
330
2070
4
7
V
1
A
A
3
8
B
B
A-A
2
5
B-B
5
6
7

Fig. 9. Fixarea conductei de țevi tip Litvinov :

1 — țeavă de betonare ; 2 — brățară de îmbinare ; 3 — tijă de fixare cu tindeche ; 4 — bulon de ancorare ; 5 — cumpănă ; 6 — bulon de reglare ; 7 — brățară de fixare.

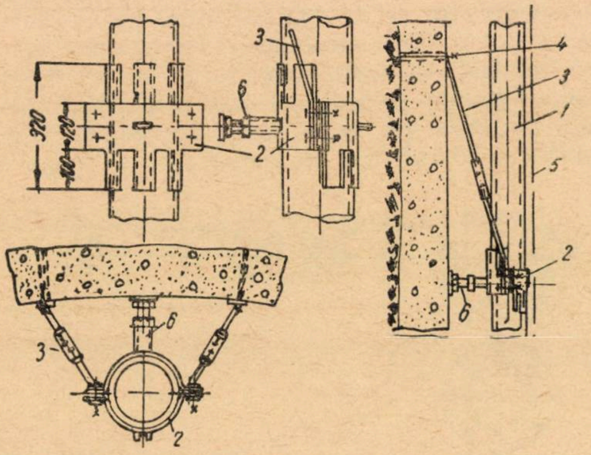

3
6
2
320
120
4
3
1
5
2
6
6
3
2

Fig. 10. Fixarea conductei de țevi tip Kirilenko :

1 — țeavă de betonare ; 2 — brățară de îmbinare ; 3 — tijă de fixare cu tindeche ; 4 — bulon de ancorare ; 5 — cumpănă ; 6 — bulon de reglare.

PRINCIPIILE TEHNOLOGIEI DE LUCRU

În figura 11 se dă schema obișnuită care se aplică la betonarea prin țevi și cofraj mobil, iar în figurile 12, 13, 14 se arată cîteva dispo-

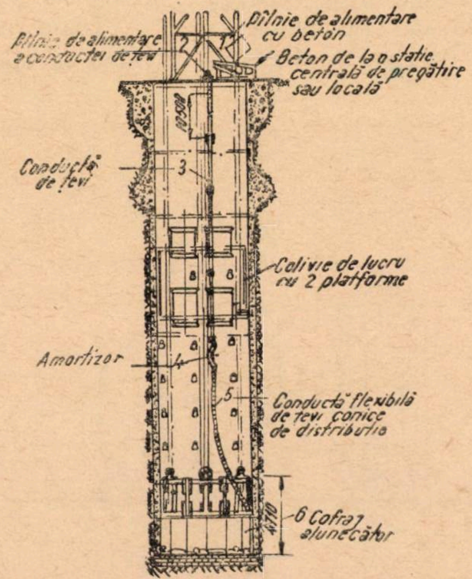

Pîlnie de alimentare a conductei de țevi
Pîlnie de alimentare cu beton
Beton de la o stație centrală de pregătire sau locală
2
Conductă de țevi
3
Colivie de lucru cu 2 platforme
Amortizor
4
5
Conductă flexibilă de țevi conice de distribuție
6 Cofraj alunecător
4710

Fig. 11. Schemă de betonare prin conductă de țevi.

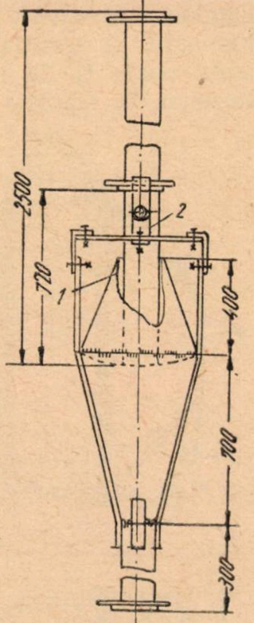

2500
2
720
1
400
900
300

Fig. 12. Pîlnie basculantă.

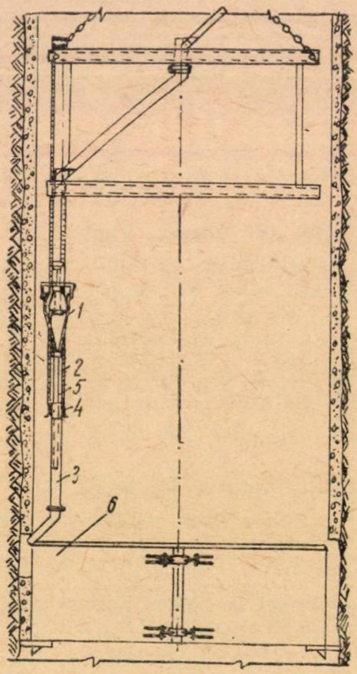


Fig. 13. Distribuție cu pîlnie basculantă :

1 — pîlnie ; 2 — țeavă telescopică superioară aparținînd pîlniei oscilante ; 3 — țeavă telescopică inferioară ; 4 — brățara țevii telescopice inferioare ; 5 — funiile țevii telescopice inferioare ; 6 — cofraj mobil alunecător.

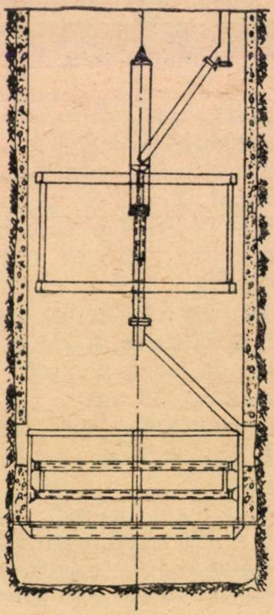


Fig. 14. Distribuție cu telescop rotativ.

zitive de distribuție a betonului în dosul cofrajului.

Se menționează că sistemul de distribuție a creat de fapt condițiile de a mecaniza susținerea definitivă prin aplicarea unor cofraje perfecționate, de diferite construcții, și a redus în felul acesta cantitatea de muncă pentru punerea în operă a betonului.

Pentru a obține un beton dens trebuie să se folosească vibratoare. Betonul nu va depăși, în timp de opt ore sub cofraj, o rezistență de 5—10 kgf/cm².

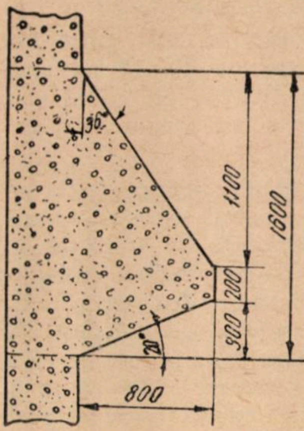


Fig. 15. Pinteni de reazem pentru puț Ø = 3,1 m, 4 m, 5 m pentru roci moi.

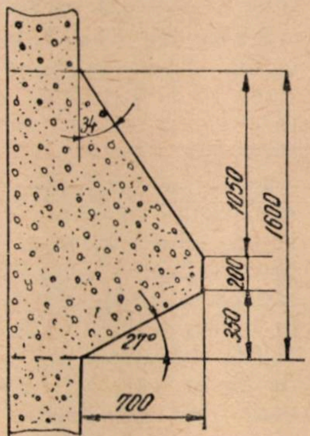


Fig. 16. Pinteni de reazem pentru puț Ø = 3,1 m, 4 m, 5 m pentru roci semitari și tari.

În lucrările de betonare ce vom avea de efectuat, vom folosi schema tehnologică arătată în figura 11, țevile vor fi fixate de peretele puțului cu unul din dispozitivele prezentate în figurile 8, 9, 10, de preferat cel din figura 10. Ruperea vitezei se va face cu un amortizor tip țeavă cu buzunar, iar sistemul de distribuție va fi cu pîlnie pendulară prelungită cu furtun de cauciuc armat. Betonul va fi obligator vibrat și va avea un conținut de ciment de 400 kg/m³, raportul A/C ÷ 0,55—0,60—0,65, rezistența la compresiune la 28 zile va fi de 250 kgf/cm²; ca accelerator se va adăuga clorură de calciu 2—4% din greutatea cimentului, consistența va fi slab plastică, cu o turtire a conului de 9—12 cm și o răspîndire la masa scuturată de 40—45 cm. Necesitatea studiilor de laborator asupra betonului și a laboratorului de șantier va fi obligatorie.

c. *Susținerea cu beton stropit*

La puțurile adîncite în roci foarte tari se poate folosi ca susținere un perete alcătuit din beton stropit cu sau fără întărituri metalice.

Se obișnuiește ca betonul stropit, ce conține agregate cu mărimea pînă la 8 mm, să se numească impropriu torcret, iar pînă la 25 mm — beton împroșcat. Grosimea maximă a unui perete torcretat este în jur de 80 mm, iar de beton împroșcat de 200 mm.

Punerea în operă a betonului stropit se face fie cu o mașină pneumatică ce proiectează direct pe perete betonul gata pregătit, fie cu o mașină ce lucrează cu amestec uscat și care la ieșirea dintr-un ajustaj, așezat în apropierea peretelui ce se betonează, se amestecă cu apă și se proiectează pe perete. Betonul, prin marea lui viteză, se bătătorește de perete în pături succesive, devine foarte compact și, după întărire, susținerea capătă o rezistență foarte mare. La nevoie zidul de beton se întărește prin introducerea în masa lui a unei plase de sîrmă de oțel, sau de inele metalice. Deseori se folosește în combinație cu susținere ancorată.

Betonul se pregătește cu 400—450 kg ciment la m³ și are o proporționare volumetrică de 1 : 2 pînă la 1 : 4, raportul A/C = 0,5 iar agregatele cu granulație de 1—3 mm constituie 70—80% din totalul agregatelor.

PROBLEME DIVERSE ASUPRA SUSȚINERII

Practica arată că pintenii de reazem în roci consolidate și normale din punct de vedere geologic — minier pot să lipsească. Chiar la noi în țară puțul Dîlja s-a adîncit fără pinteni de reazem, ei fiind lăsați numai deasupra rampelor principale, distanța dintre acestea fiind de 120—150 m.

Un calcul de aderență arată că rezistența la forfecare pentru puțuri cu diametrul de 4—8 m are valori de:

$$\sigma_f \geqslant 0{,}2 - 0{,}35 \text{ kgf/cm}^2.$$

Dacă se admite un raport de 1/10 între rezistența la forfecare σ_f și cea la compresiune σ_c, atunci se găsește:

$$\sigma_c > 2 - 3{,}5 \text{ kgf/cm}^2.$$

Cum majoritatea rocilor cu f > 3—4 au σ_c, mult mai mare, condiția de mai sus este îndeplinită. Astfel, rocile din Valea Jiului au în medie $\sigma_c = 400$ kgf/cm², ceea ce întrece de circa 15 ori condiția rezultată din calcul.

Este deci de luat în seamă părerea despre inutilitatea pintenilor de reazem în marea majoritate a cazurilor.

Lipsa pintenilor de reazem aduce economie de materiale și de muncă, un pinten avînd nevoie în medie de 15—20 posturi; pe de altă parte, construcția pintenilor de reazem reduce viteza tehnică în general cu 8—10%.

Pentru cazurile cînd pintenii de reazem ar fi necesari (în pachete de depozite cu roci ce se surpă ușor, borchișuri, ș.a.) în figurile 15 și 16 sînt redați pintenii de reazem tipizați de IPROMIN.

Determinarea grosimii susținerii la puțuri se face pe considerații practice, care pot fi verificate și prin calcul.

Folosind un beton de calitate și avînd în vedere și unele calcule, care urmează să mai fie veri-

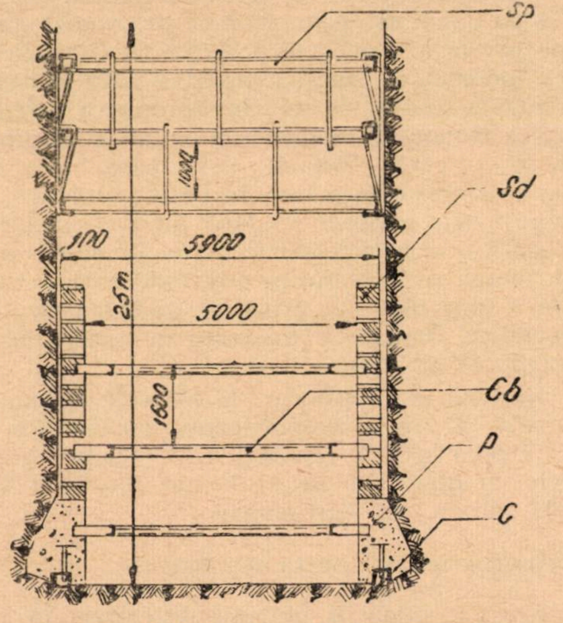


Fig. 17. Metoda de adîncire succesivă:
Sp — susţinere provizorie; *Sd* — susţinere definitivă în bolţari; *Cb* — cintre de betonare; *P* — pinteni de reazem; *C* — cîrlige de atîrnare.

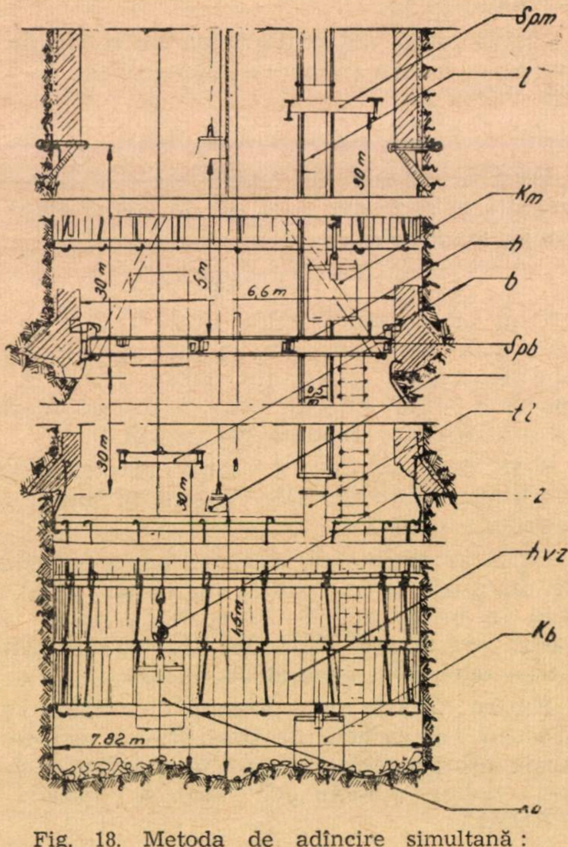


Fig. 18. Metoda de adîncire simultană:
Spm — platformă pentru ancorarea funiilor de ghidare a chiblei de materiale; *l* — burlane de aerisire din tablă; *Km* — chiblă de materiale; *b* — platformă de zidire; *b* — podină din lemn; *Spb* — platformă pentru ancorarea chiblei de piatră; *S* — lampă reflector; *tl* — burlan de aerisire flexibil; *Z* — carabină; *Kb* — chiblă de piatră; *bvz* — căptuşeală pentru susţinerea provizorie; *kb* — chiblă de steril.

ficate şi comparate cu rezultatele din practica minieră de la noi, este posibil să se reducă grosimea pereţilor, de exemplu pentru puţuri cu diametrul de 5 m şi roci tip Valea Jiului, unde grosimea calculată este de 450 mm.

IV. Problema metodelor de adîncire

1. Metoda succesivă de adîncire prezintă două scheme de aplicare: schema clasică cu pas lung şi schema modernă cu pas scurt.

Schema clasică este cea mai puţin eficientă. Pasul obişnuit este de 20—30 m, care după ce a fost săpat se susţine de jos în sus, fără ca să se mai lucreze la săpare în acest timp (fig. 17).

La minele noastre această metodă este generalizată. În viitor va trebui să se renunţe la ea, admiţîndu-se o perioadă de tranziţie, în special pentru puţurile oarbe. Pentru îmbunătăţirea schemei va trebui să se dea derogări de la articolul 276 N.T.S. cărbuni şi articolul 245 N.T.S. minereuri, cu privire la mărimea pasului de 25 m, care va trebui mărit la 35—40 m şi mai mult, în funcţie de caracteristicile bazinelor miniere. Viteza tehnică va putea fi mărită aplicînd o colivie cu platforma de lucru pentru susţinerea definitivă şi transportînd betonul prin ţevi. În viitor se poate aştepta o viteză tehnică de adîncire de 40—50 m/lună.

Schema cu pas scurt prevede ca săparea să fie urmată îndeaproape de susţinere, la 2—3 m. Schema dă rezultate foarte bune

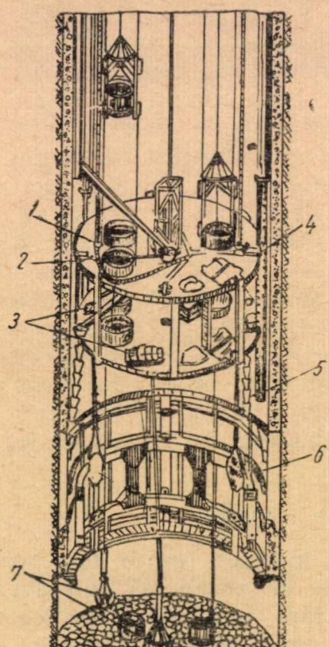


Fig. 19 a. Schemă paralelă cu cofraj de front.

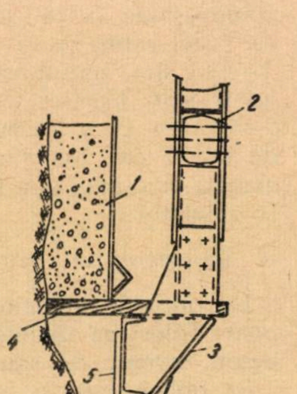


Fig. 19 b. Dispozitiv de centrare şi înţepenire.

folosind cofraje mobile alunecătoare și coborîrea betonului prin țevi. Această schemă a metodei succesive cu pas scurt a fost folosită de curînd la adîncimea puțului principal Dîlja și este prima metodă modernă de adîncire aplicată în țară.

Cofrajul se așază pe materialul derocat rezultat de la pușcarea anterioară; după terminarea betonării, cofrajul rămînînd pe loc, se continuă scoaterea pietrei, se pușcă din nou ș.a.m.d.

Cu această metodă se poate obține o viteză tehnică medie de 70—80 m/lună și chiar 100 m/lună.

Metoda succesivă cu pas scurt care urmează îndeaproape vatra puțului trebuie să fie considerată ca punct de plecare pentru linia de dezvoltare a metodelor de adîncire a puțurilor de la noi, pentru că prima experimentare făcută la Dîlja a dat rezultate satisfăcătoare cu posibilități de mari progrese în viitor.

2. Metoda simultană de adîncire. Această metodă prezintă două scheme, uneori trei. În general, metoda se aplică sub formă clasică cînd se folosește un pas mare și sub formă modernă cînd pasul este scurt.

Schema clasică (fig. 18) [13] aplică lucrul simultan la săpare și susținere definitivă, pasul care desparte cele două locuri de muncă fiind mare (20—30 m și chiar mai mult).

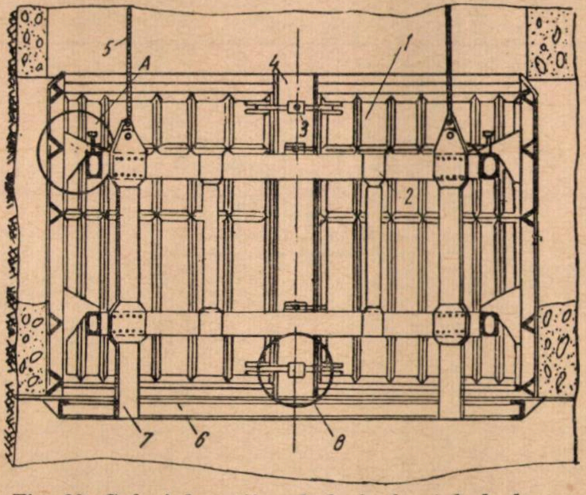


Fig. 20. Cofrajul secțional de la frontul de lucru cu îmbinare rigidă a carcasei cu podina:
1 — secția cofrajului; 2 — carcasa rigidă; 3 — cap de fixare; 4 — pană de legătură; 5 — funie de suspendare; 6 — podină; 7 — legătura rigidă a carcasei cu podina.

Metoda s-a folosit foarte mult pînă în ultimul deceniu, în străinătate. La noi a fost prevăzută în proiectul de adîncire a puțului Hîrnic-Musariu. Viteza tehnică ce se obține cu această metodă este de 60—70 m/lună, în care caz este nevoie de o colivie cu platforme de lucru pentru susținere.

Schema simultană cu pas scurt are mai multe variante în funcție de suprapunerea parțială sau integrală a operațiilor de săpare și de susținere. Realizarea schemei este condiționată de cofrajul mobil alunecător care va trebui aplicat.

Se pleacă de la cofrajul folosit la metoda succesivă cu pas scurt. La acest cofraj se adăugă un subcofraj care servește drept fund (fig. 19 a și b și 20) [6] pe care se reazemă pereții din beton proaspăt turnat. Cofrajul diferă constructiv de cel de la Dîlja. Construcția este astfel făcută încît decofrarea se face mișcînd segmentele tangențial (fig. 21). Pentru montarea subcofrajului, peretele cofrajului poate avea un joc vertical pe scheletul de rezistență prin ajutorul șuruburilor (fig. 22) și al unor pinteni fixați de cofraj, care se reazemă pe scheletul de rezistență. Prin ridicarea peretelui cofrajului cu ajutorul șuruburilor, se face dedesubt loc liber pentru introducerea podinei subcofrajului.

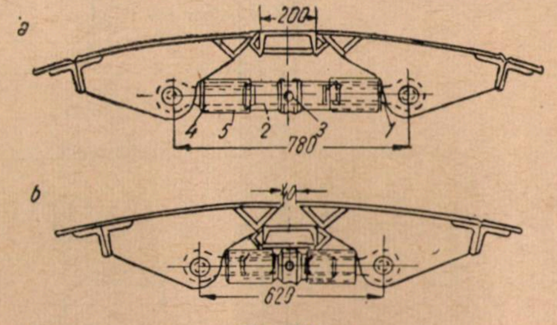


Fig. 21.

Alte cofraje, cu podina de la fund ca o unitate aparte, au fost aplicate la puțuri, unde rocile erau destul de tari pentru a rămîne nesusținute provizoriu pe o adîncime de 7—8 m. Complicațiile la care au dat naștere au făcut ca acest tip de cofraj să rămînă în stare experimentală.

Viteza tehnică ce se poate atinge cu metoda simultană este de 60—70 m/lună, cînd se lucrează potrivit schemei cu pas lung și de 100—120 m/lună, cînd se folosește schema cu pas scurt.

Adîncimea și diametrul minim pînă la care se poate aplica cofrajul alunecător. Potrivit literaturii, diametrul minim pentru care se poate aplica cofrajul alunecător este de 4,5 m. În ceea ce privește adîncimea, metoda cu cofraj mobil alunecător este proprie adîncirii puțurilor adînci. O dată cu existența însă, a instalațiilor de adîncire, adîncimea poate coborî mult, chiar la 100—150 m. De multe ori, pentru adîncimi mai mici, împrejurările locale pot impune o metodă de adîncire mai simplă.

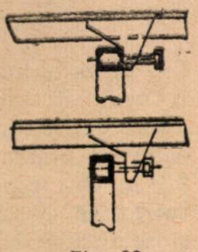


Fig. 22.

3. *Metode moderne aplicate sau proiectate în țară*

Puțul principal-Dîlja, Valea Jiului. Puțul Dîlja, cu diametrul liber de 5 m și de sapă de 6 m, a fost recent adîncit pe o adîncime

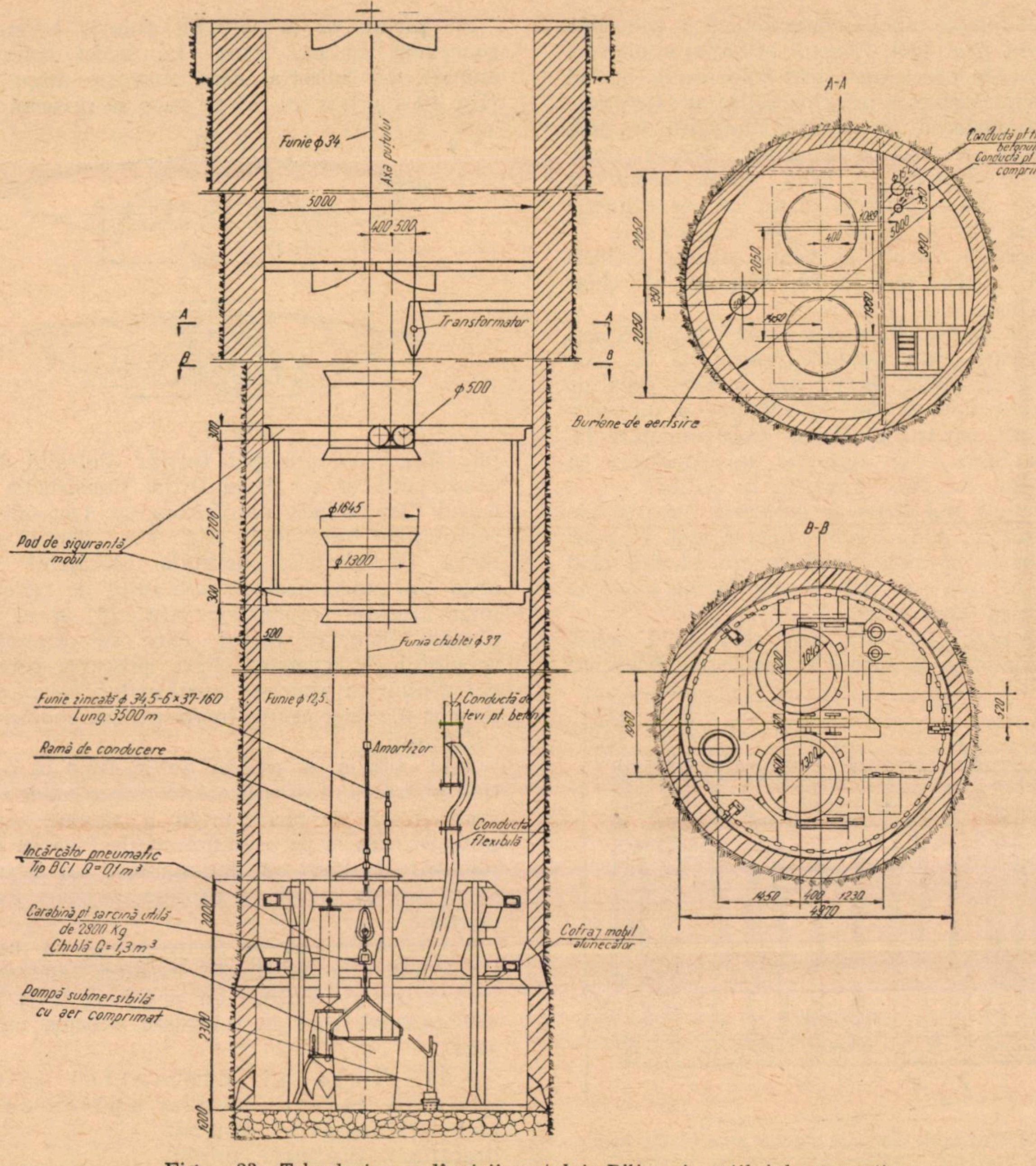

Funie ϕ 34
Axa puțului
5000
400 500
Transformator
A
B
ϕ 500
300
2700
ϕ 1645
ϕ 1300
300
500
Pod de siguranță mobil
Funia chiblei ϕ 37
Funie zincată ϕ 34,5-6×37-160 Lung. 3500 m
Ramă de conducere
Funie ϕ 12,5
Conductă de țevi pt. beton
Amortizor
Conductă flexibilă
Încărcător pneumatic Tip BCI Q=0,1 m³
Carabină pt sarcină utilă de 2800 Kg
Chiblă Q=1,3 m³
Pompă submersibilă cu aer comprimat
Cofraj mobil alunecător
2000
2300
1000
A-A
Conductă pt transportul betonului
Conductă pt aer comprimat
2050
2050
1380
400
1089
5000
990
1800
1450
Burlane de aerisire
B-B
1645
1300
1800
1800
520
1450
400
1230
4870

Fig. 23. Tehnologia adîncirii puțului Dîlja și utilajul respectiv.

de 315 m, aplicînd metoda succesivă cu pas scurt ce urmează îndeaproape vatra puțului (fig. 23). Pasul de săpare este de 2,3 m. Piatra derocată ocupă o înălțime de 3,3 m. După ce s-a scos 2,3 m din piatră, restul de 1 m rămînînd pe vatră, se așază cofrajul pe ea, se centrează și se începe betonarea. Betonarea terminată, se scoate restul de piatră derocată și ciclul, cu cele două faze ale lui, se repetă.

Operațiile de la fundul puțului se fac cu ajutorul unei colivii cu două platforme ce urmărește vatra puțului la circa 25 m.

Colivia servește și pentru pod de siguranță, precum și pentru ancorarea funiilor de ghidare pentru chible. Manevrarea coliviei se face de la zi cu ajutorul a patru trolii manuale de 10 t.

Cofrajul este alcătuit dintr-un schelet de rezistență și dintr-o mată exterioară împărțită în șapte segmente purtătoare, pe verticală, a două rînduri de uși. Cînd ușile se deschid, diametrul cofrajului se micșorează cu 100—120 mm, pentru care permite alunecarea cofrajului în jos. Cofrajul se manevrează direct de la zi cu ajutorul a două trolii manuale de 15 t (fig. 24).

Extracția se face cu o mașină 2 BM—44 cu diametrul de 3 000 mm și cu chible de 1,3 m³.

Betonul se pregătește la gura puțului și este coborît în puț prin țevi de 150 mm. Marca betonului este B 250; la pregătirea betonului se adaugă 2% clorură de calciu.

Puțul Hîrnic-Musariu. Puțul Hîrnic se adîncește ca puț de aerisire și este proiectat

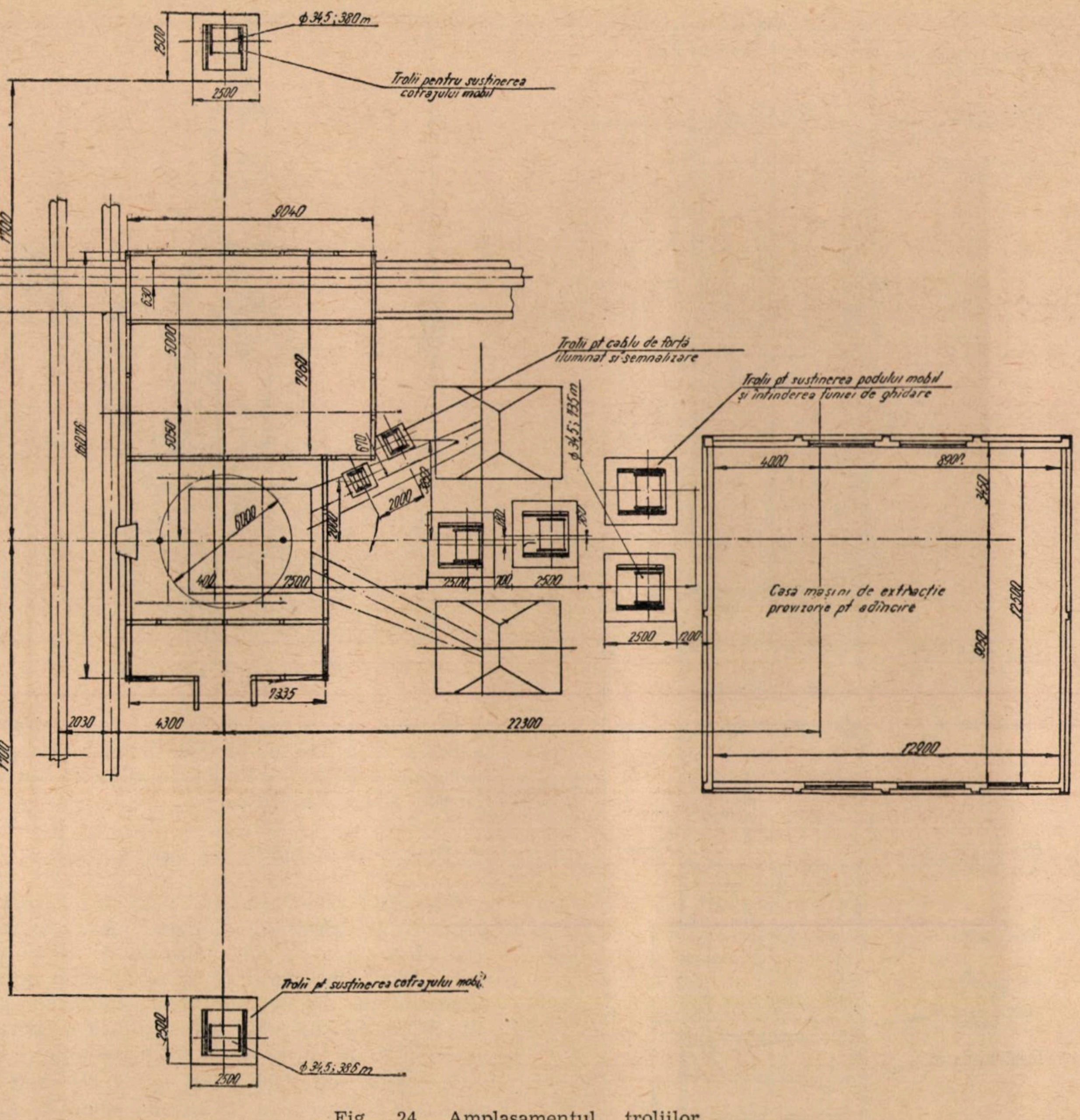

ϕ 34,5; 380 m
Trolii pentru susținerea cofrajului mobil
2500
2500
1700
9040
630
5000
7960
5050
16076
6100
400
7500
2000
670
2000
Troliu pt cablu de forță iluminat și semnalizare
ϕ 34,5; 735 m
Troliu pt susținerea podului mobil și întinderea funiei de ghidare
4000
8900
3450
2500
700
2500
2500
1200
Casa mașini de extracție provizorie pt adîncire
12500
9050
7335
2030
4300
22300
12900
1700
Trolii pt. susținerea cofrajului mobil
2500
ϕ 34,5; 386 m
2500

Fig. 24. Amplasamentul troliilor.

să ajungă pînă la o adîncime de circa 1 200 m; în prima fază este prevăzut să se adîncească pe 639 m. Diametrul liber al puțului este de 6 m, iar cel de săpare de 6,6 m. Susținerea definitivă se face cu beton turnat.

Puțul este prevăzut să fie adîncit prin metoda simultană cu pas lung de 25 m aplicînd pentru betonare o colivie cu cofraj și platformă de lucru, iar pentru săpare un pod mobil. Ambele aceste utilaje sînt manevrate de la zi cu ajutorul unor trolii manuale: 4 bucăți de 10 tone pentru colivie și 6 bucăți de 5 tone pentru pod. Mașina prevăzută pentru extracție este tip 2 BM 2 500/1 230 A, cu chiblă de 2 m^3 și un troliu vechi FZ-13 ce lucrează cu o chiblă de 0,75 m^3.

Vitezele de adîncire prevăzute în proiect variază de la 36 m la 108 m/lună, în funcție de echipament și posibilitățile de deservire.

Puțul este deja în adîncire cu metoda succesivă cu pas lung. Utilajul prevăzut în proiect pentru metoda simultană este construit și așteaptă să fie experimentat (fig. 25).

Puțul Leșul Ursului. Acest puț este interesant prin fapul că, fiind adîncit în roci foarte tari, s-a proiectat să fie susținut cu inele metalice ancorate, placă de sîrmă și o cămașă de beton stropit, tip torcret.

Puțul are diametrul liber de 4 m și cel de sapă de 4,2 m, urmînd să fie adîncit pe 224 m într-o primă fază și pînă la 358 m, în faza lui finală.

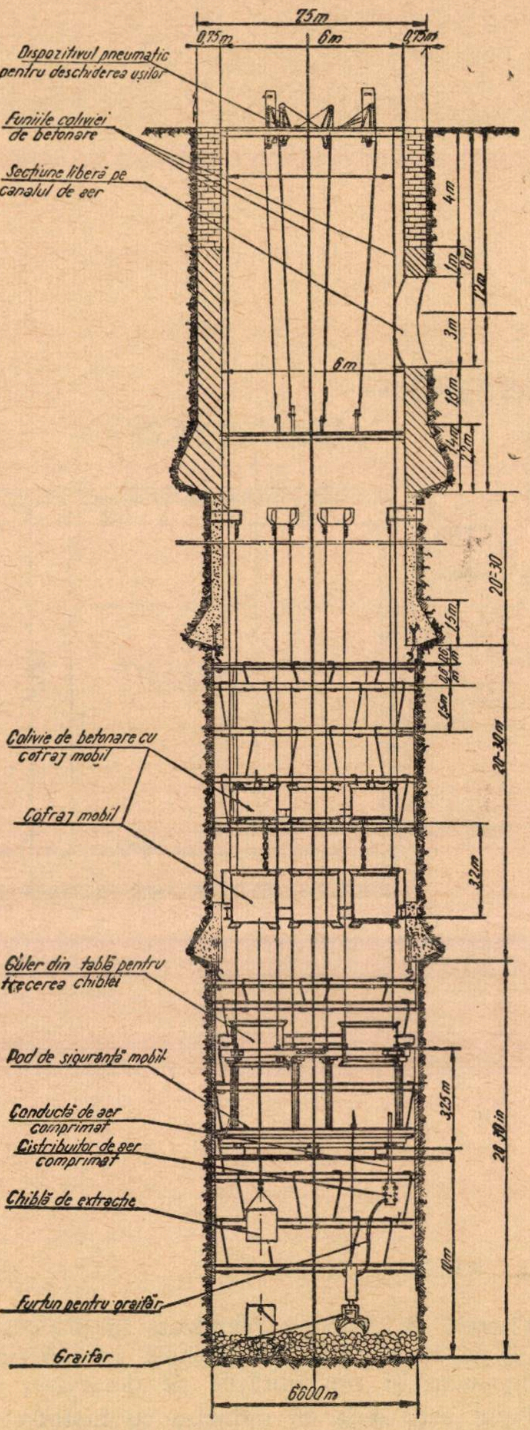

7,5m
0,75m
6m
0,75m
Dispozitivul pneumatic pentru deschiderea ușilor
Funiile coliviei de betonare
Secțiune liberă pe canalul de aer
4m
1m
8m
12m
3m
6m
18m
1,4m
2,2m
20÷30
1,5m
0,6m
0,6m
1,5m
20-30m
Colivie de betonare cu cofraj mobil
Cofraj mobil
3,2m
Guler din tablă pentru trecerea chiblei
Pod de siguranță mobil
Conductă de aer comprimat
Distribuitor de aer comprimat
Chiblă de extracție
3,25m
10m
Furtun pentru graifăr
Graifăr
6600m

Fig. 25. Puțul Hîrnic-Musariu ; săparea și susținerea definitivă.

VI. Echipamentul de adîncire

Pentru echipamentul de adîncire tendința constă ca utilajele componente să fie tipizate ; chiar utilajele ce depind de diametrul puțului pot fi tipizate, din punct de vedere al principiului de construcție.

În prezent nu există o gamă de utilaje tipizate care să se aplice la toate puțurile.

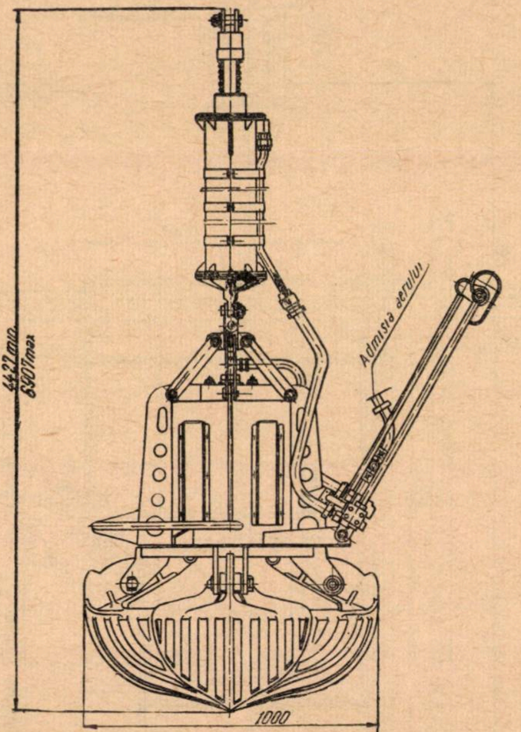

Admisia aerului
4422 min
6907 max
1000

Fig. 26. Graifăr tip LCH-2.

În cele ce urmează se va da o descriere sumară a utilajelor ce se propun, în special necesare aplicării metodei de adîncire succesive cu pas scurt tip Dîlja.

1. Utilaje și instalații montate la zi

Turnul de extracție în formă de trunchi pe piramidă cu baza mare de 12 m, cea mică de 6 m, iar înălțimea de 18 m de la sol la platforma moletelor ; construcția metalică demontabilă din țevi de oțel ; platforma de golire la + 7,2 m, plaforma auxiliară a moletelor la + 15 m, iar a moletelor principale la + 18 m.

Molete de 500—1 000 și 2 500 mm diametru necesare, în principiu, pentru sarcini și viteze diferite : cele de 500 mm pentru sarcini mai mici (pot fi folosite însă și la sarcini mari) sub 5 tone și viteze foarte mici ; cele de 1 000 mm pentru sarcini pînă la 10 tone și viteze de asemenea mici, cele de 2 500 mm servesc pentru extracție.

Chiblele vor fi construite în viitor potrivit seriei de 0,75—1,00—1,50—2,00 m³. Ele vor fi folosite astfel : de 0,75 m³ pentru puțul cu diametrul de 4 m și încărcare manuală, de 1,00 m³ pentru același puț, însă cu încărcare mecanică, 1,50—2,00 m³ pentru puțurile cu diametrul de 5 m sau mai mare. Chibla de 1,50 m³ se consideră ca fiind cea mai potrivită pentru puțuri cu 5 m și mașinile de extracție care se construiesc în țară. Carabina chiblei este prevăzută cu arc de siguranță și cu dispozitiv de rotire.

Sania chiblei va fi prevăzută cu patine pentru funie, iar apărătoarea descrisă de N.T.S. va fi montată chiar în interiorul saniei pentru a-i scurta astfel lungimea. Înălţimea saniei va fi aceeaşi pentru toate chiblele.

Maşinile de extracţie folosite, vor fi cele două tipuri ce se construiesc în ţară: Lonea II 2 T-1 790 şi 2 T-2 500. Maşina Lonea II poate fi folosită normal pentru chible de 0,75 m^3 şi 1,00 m^3 şi funii pînă la 25 mm pentru adîncime medie de 250 m. Viteza maşinii este de 4,5 m/s, greutatea, inclusiv motorul asincron, este de 17 t. Maşina 2 T 2 500 se va folosi normal pînă la inclusiv chibla de 1,5 m^3, cu funie de 28 sau 31 mm, pînă la adîncimi de 330—370 m, cu înfăşurare în două rînduri sau 510 m, cu înfăşurare în trei rînduri. Viteza maşinii s-a presupus de 5,84 m/s. Greutatea maşinii, inclusiv motorul, este de circa 33 t.

Mecanismul de golire a chiblei, inclusiv rostogolul, se compune dn piedica care reţine sania în turn, lanţul care prinde chibla, dispozitivul cu contragreutate şi rostogolul metalic cu două guri de încărcare.

Comanda ansamblului de uşi de la capul puţului constă, fie dintr-un dispozitiv automat comandat de chibla în mişcare, fie dintr-un dispozitiv comandat de la un pupitru de către un lucrător. Dispozitivul trebuie să acţioneze asupra uşilor de la podurile din puţ şi din turn.

Troliile pentru manevra utilajului din puţ pot fi cele manuale de 10 şi 15 tone care s-au folosit la Dîlja, cele ce se folosesc în U.R.S.S., în general trolii grele (20—40 t) şi care au o singură tobă şi trolii combinate cu patru tobe. Avantajul ultimelor trolii este că manevra se poate face simultan, ceea ce, pentru utilaje cu puncte multiple de atîrnare, este foarte important. Viteza troliilor de manevră este cuprinsă între 0,1—0,2 m/s.

2. *Utilaje şi instalaţii ce se folosesc în puţ*

Colivia cu platforme va avea două platforme de lucru: una superioară pentru primirea betonului, supravegherea amortizorului, prelungirea conductei de ţevi şi ancorarea funiilor de ghidare; a doua are drept scop atîrnarea şi manevrarea utilajelor de lucru ca: graifăr, pompă ş.a., precum şi pod de siguranţă deasupra vetrei puţului.

Cofrajul mobil alunecător se poate spune că este utilajul cel mai important. În prezent, în U.R.S.S., se construiesc două tipuri: tipul Doneţ care s-a aplicat la Dîlja şi tipul Krivoi Rog (fig. 20).

Importantă este însă înălţimea efectivă a cofrajului, căci de această dimensiune depinde o serie de avantaje. Astfel, consumul de muncă se reduce cu 200% dacă înălţimea creşte de la 2 la 3 m şi cu 250% dacă creşte la 4 m. Pe lîngă aceasta, un cofraj înalt permite să se reducă din condiţiile prescrise betonului în ceea ce priveşte întărirea lui, căci pe măsura măririi înălţimii scade numărul de muncitori pentru susţinerea aceluiaşi sector de puţ şi creşte durata posibilă de ocrotire a betonului pînă la un grad suficient de întărire. Acest fapt reduce şi consumul de beton cu 18—22%.

În concluzie, cofrajul adaptat va trebui să aibă o înălţime de 3 m.

Graifărul folosit va fi de fabricaţie poloneză tip polip LCH-2 cu o capacitate de 0,2 m^3/h şi un debit de 15—18 m^3/h (fig. 26).

Diverse utilaje: pompe, perforatoare, furtunuri, distribuitoare de aer comprimat, lămpi, burlane de aerisire ş.a. sînt utilaje la nivelul tehnicii moderne.

Pompa centrifugă pneumatică va servi, în caz că se adună apă pe vatră, s-o pompeze în chiblă. Greutatea pompei nu depăşeşte 25 kg. Perforatoarele vor fi tip CP 40; sfredelele vor avea tăişuri armate cu aliaj dur, iar diametrul găurilor de mină va fi în jur de 40 mm. Viteza netă de perforare în roci cu $f = 4—5$ va trebui să depăşească 20 cm pe minut. Introducerea perforatoarelor rotopercutante ar reduce timpul de perforare la jumătate din ceea ce se consumă cu perforatoarele obişnuite. Aprinderea găurilor se va face obligatoriu cu capse milisecundă, pentru a nu fi zguduit peretele puţului. Burlanele de aerisire vor avea diametre de 400, 500 şi 600 mm, în funcţie de diametrul puţului şi de cantitatea de gaze. Semnalizarea se va face optic şi prin telefon.

VII. Cîteva aspecte economice

Calcule informative arată că noile metode propuse au pe lîngă avantaje tehnice şi de scurtare a timpului de execuţie, şi avantaje economice.

Astfel, susţinerea torcretată, faţă de cea cu beton bătut, prezintă o economie de circa 15%.

Pentru puţuri susţinute cu beton turnat obişnuit şi beton turnat cu cofraj alunecător tip Dîlja, reiese, potrivit devizelor din Valea Jiului făcute pentru puţuri cu diametrul de 5 m, că preţul de cost la puţ adîncit cu cofraj alunecător şi beton turnat este cu 20—25% mai mic faţă de puţ betonat potrivit metodei obişnuite.

În comparaţie cu susţinerea cu bolţari se mai adaugă o economie de 7—8% aşa că economia faţă de acest tip de susţinere este de circa 30%.

Concluzii

În studiul de faţă se încearcă să se arate linia de dezvoltare a adîncirii puţurilor de la zi şi totodată să se dea primele elemente pentru tipizarea tehnologiei şi precizării în ceea ce priveşte utilajul.

— Problema susţinerii, de care depinde în cea mai mare măsură rezolvarea unei adînciri moderne a puţurilor, trebuie soluţionată mergînd pe linia folosirii numai a betonului turnat ca material de susţinere. Coborîrea betonului în puţ se va face prin ţevi.

— Metoda succesivă clasică se va mai folosi în perioada de tranziţie de 2—3 ani, şi în special la puţuri oarbe. Această metodă poate fi mult îmbunătăţită.

— Metoda succesivă cu pas scurt, fără suprapunerea operaţiilor şi dacă va fi posibil şi metoda simultană cu pas scurt, cel puţin cea cu suprapunerea parţială a operaţiilor, vor trebui să fie generalizate.

— Trebuie să se depună toate eforturile pentru ca metoda cu pas scurt să fie înzestrată cu tot ceea ce este necesar; pentru a se putea obţine rezultatele dorite, instalaţiile de adîncire vor trebui completate în special cu trolii mecanice.

— Progresul care s-a realizat peste hotare în ultimii ani este foarte mare şi el va trebui cercetat pentru a fi aplicat în minele noastre.

— Problema utilajului special pentru adîncirea de puţuri va trebui rezolvată la noi, în care scop este nevoie ca un colectiv de proiectanţi să lucreze permanent la proiectarea puţurilor, mergînd pe linia tehnicii moderne, aşa cum s-a făcut în parte la puţul Dîlja. Fabricarea utilajului se poate face integral în ţară.

— Va trebui rezolvat proiectul tip care să cuprindă toate clădirile şi construcţiile de alt gen decît cel minier, necesare unui şantier de adîncire, concepute să fie demontabile. Se menţionează că proiectarea acestora, pentru unele cazuri, trebuie astfel concepută şi realizată, încît să nu stînjenească punerea grabnică în funcţiune a şantierului de adîncire (montarea unor instalaţii definitive).

— În toate ţările socialiste s-au creat, ca o necesitate imperioasă, întreprinderi specializate în adînciri de puţuri, eventual şi în alte lucrări miniere, ceea ce va trebui făcut şi la noi, poate înzestrate şi pentru executarea altor lucrări miniere. Astfel de întreprinderi, vor putea realiza indicatori tehnico-economici superiori.

— Pregătirea betonului va trebui să se facă ştiinţific, la gura puţului, în care scop este necesar ca staţiile de beton să fie prevăzute cu ciururi, silozuri, dozatoare şi laborator.

— Este recomandabil, ca periodic, să se organizeze consfătuiri avînd ca obiect schimbul de experienţă în domeniul adîncirii puţurilor, cu care ocazie să se prezinte rezultatele obţinute, greutăţile întîmpinate şi să se facă noi propuneri pentru îmbunătăţirea indicilor tehnicoeconomici de adîncire a puţurilor de mină.

BIBLIOGRAFIE

[1] Buttu, A. *Tipizarea tehnologiei şi instalaţiilor de adîncire a puţurilor.* S.T.E.-IPROMIN, 1963.

[2] Popescu, I. şi Albu, B. *Referat privind vizita de documentare tehnică făcută în U.R.S.S., R.P.P. şi R.S.C.*, 1960.

[3] Popescu, I. *Executarea susţinerii puţurilor în bazinul carbonifer Petroşeni,* 1963.

[4] Rădoi, Şt. *Raport asupra aplicării în U.R.S.S. a proiectării construcţiilor miniere de la zi şi din subteran,* IPROMIN, 1962.

[5] Zaslavski, I. Z. *Susţinerea puţurilor verticale cu beton turnat.* Kiev, 1962.

[6] Samoilovski, M. V. *Susţinerea puţurilor verticale de mină.* Moscova, 1962.

[7] Vagin, C. I. şi Pinkovski, C. S. *Susţinerea puţurilor de mină folosind cofrajele alunecătoare,* Moscova, 1962.

[8] Pokrovski, N. M. *Construcţia şi reconstrucţia lucrărilor miniere.* Partea a II-a: *Construcţia lucrărilor verticale.* Moscova, 1962.

[9] Dardenne, N. et Lebrun, G. *Enfoncement de puits par la methode de creusement et revetement descendente simultanes.* Annales des Mines de Belgique, nr. 5, 1958.

[10] Laube, R. *Mortel und Betonversturtz durch Rohrleitungen in Schachten.* Bergbautechnik, nr. 5, 1961.

[11] Czej, G. *Die Anwendung des Paralelverfahrens.* Bergbautechnik, nr. 10, 1960.

[12] Fritzsche. *Bergbaukunde,* ed. 10, 1962.

* * *

Considerații tehnico—economice asupra trecerii de la metoda de exploatare cu abataje frontale cu avansarea pe înclinare la metoda cu abataje frontale cu avansarea pe direcție, în bazinul carbonifer Filipeștii de Pădure

Ing. *M. ȘTEFANACHE*
și ing. *N. DIMITRESCU*

Zăcămîntul de lignit de la Filipeștii de Pădure se exploatează din anul 1945.

Metodele de abataj care s-au impus au fost abatajele-cameră și abatajele frontale cu avansarea pe înclinare.

Încercările care s-au făcut în abatajele frontale cu avansarea pe direcție au dus la dese surpări ale lucrărilor, formîndu-se părerea că metoda comportă riscuri, întrucît existența fisurilor în strat favorizează surpările pe linia fronturilor.

Acest lucru este confirmat de planurile miniere din perioada anilor 1953—1955, cînd întreaga osatură indică plasarea abatajelor pe înclinare.

Abatajele pe înclinare s-au succedat din zonele centrale către periferia zăcămîntului, creîndu-se pilieri lungi, a căror exploatare anevoioasă a dus la greutăți în exploatarea ulterioară.

În perioada la care ne referim s-au făcut și încercări cu ajutorul abatajelor cu avansarea pe direcție, toate însă ducînd la abandonarea acestei metode.

Din examinarea datelor existente cu privire la lucrările din această perioadă, se constată următoarele rezultate ale încercărilor în abatajele direcționale experimentale:

1. *Abatajul frontal nr. 24 din stratul VII situat în zona sud-estică a sectorului I Palanga, avînd lungimea de front de 80 m împărțită în două aripi.* Metoda de exploatare era cu surpare totală, dirijarea făcîndu-se la două fîșii. Armarea era în lemn; transportul de pe front se muta prin demontare-montare; înaintea dirijării se executau stive și se montau juguri la front; după împușcarea frontului pe porțiuni de pînă la 15 m, tavanul se rupea la front dînd greutăți în armare sau producînd goluri care înrăutățeau siguranța abatajului la executarea celei de-a doua fîșii sau la dirijare; abatajul intra în presiune de regulă în momentul mutării stivelor, producîndu-se surpări aproape la fiecare dirijare; avansările lunare au variat între 8 și 12 m; condițiile de lucru sînt descrise ca foarte periculoase la fîșia I și la dirijare în ceea ce privește stabilitatea coperișului, în timp ce la fîșia a II-a cărbunele se desprindea în blocuri mari datorită falsclivajului aproximativ paralel cu direcția frontului.

2. *Abatajul frontal nr. 26, stratul VII, sectorul I Palanga situat în zona de vest, avînd lungimea de front de 60 m într-o singură aripă.* Metoda de exploatare era aceeași, dificultățile fiind chiar mai mari, avansarea medie lunară 7—10 m. În acest abataj a fost experimentată tăierea cu ajutorul combinei Donbas; surpările foarte dese au dus însă la renunțarea la metodă, trecîndu-se la exploatarea cu ajutorul abatajelor-cameră.

3. *Abatajul frontal în stratul VII situat în sectorul IV Palanga între lucrările 38/VII și 2/VII, lungimea frontului pe înclinare — 40 m.* Pe lîngă dificultățile arătate în celelalte abataje, condițiile de securitate a locului de muncă au fost mult înrăutățite și de coperta mică (10—15 m), ceea ce a dus la închiderea abatajului, abandonarea metodei și trecerea la exploatarea cu ajutorul abatajelor-cameră.

4. *Abatajul frontal nr. 56 din stratul VII, sectorul II Palanga pregătit prin lucrările 60/VII și 70/VII.* Avansările lunare au fost în cele patru luni de experimentare de la 5 la 12 m cu o medie de 7,5 m; scoaterea stivelor și executarea dirijării antrenau intrarea întregului abataj în presiune, renunțîndu-se la metodă.

În urma încercărilor făcute, față de greutățile întîmpinate s-a renunțat la metoda abatajelor direcționale, metoda abatajelor cu avansarea pe înclinare extinzîndu-se în întreg cîmpul minier, în toate condițiile de zăcămînt, în conformitate cu preliminarele anuale de producție care prevedeau o creștere a producției necorelată cu dezvoltarea sistematică a exploatării.

Despre o sistematizare a exploatării acestui zăcămînt se poate vorbi începînd din anul 1955 prin proiectul elaborat de ICEPROC, care reia problema abatajelor direcționale și care apreciază lucrările după cum urmează:

a) stratele au o serie de fisuri pe înclinare care ar provoca surparea în momentul în care linia de front le-ar atinge;

b) este însă tot atît de posibil ca surparea să fie cauzată de o viteză redusă de înaintare a frontului;

c) din cauza repetatelor surpări în abatajele frontale cu avansare direcţională s-a extins metoda cu front direcţional şi avansarea ascendentă.

În dezvoltarea bazinului, pe o perioadă dată, se recomandă aplicarea ambelor metode şi anume:

— metoda abatajelor direcţionale să se aplice în special deasupra nivelului hidrostatic;

— metoda abatajelor pe înclinare ascendente să se aplice în special sub nivelul hidrostatic.

Faţă de indicaţia dată de proiectant în anii 1956 şi 1957 s-au trasat noi abataje direcţionale, la a căror exploatare, după datele consemnate atunci, s-au întîmpinat aceleaşi dificultăţi în susţinerea frontului, care se făcea în totalitate cu lemn şi în cadrul unor avansări medii lunare de 9 m, faţă de avansarea abatajelor pe înclinare de 15,5 m.

Dintre încercările făcute în această perioadă, este de reamintit cea din abatajul frontal nr. 36 din stratul V, sectorul I Palanga.

Panoul a fost pregătit cu o lungime pe direcţie de 260 m limitat de lucrările 169/V şi 117/V împărţit în două aripi de 45 şi 35 m. Avansările lunare, în condiţii bune de zăcămînt şi de aprovizionare, au fost de 7—13,5 m cu o medie de 9 m.

Pe una din aripi a fost introdusă o haveză Anderson care însă, prin crearea făgaşului, permitea desprinderea cărbunelui în blocuri de 10—15 m lungime, care prezentau pericol şi în cădere provocau dese surpări ale coperişului şi distrugerea susţinerii.

Pe cealaltă aripă a fost introdusă combina Donbas cu braţul modificat care nu a dat rezultate din aceleaşi motive (desprinderea blocurilor în lungime mare şi imposibilitatea de a arma imediat după tăiere).

Faţă de greutăţile întîmpinate s-a renunţat la metodă, trecîndu-se în primă fază la exploatarea cu ajutorul abatajelor-cameră, apoi s-au executat preabataje la 45° faţă de direcţie, respectiv faţă de colector, continuîndu-se exploatarea direcţională cu front diagonal. Realizările obţinute au fost mai bune, avansări medii lunare de 13,1 m, frecvenţa surpărilor s-a redus la jumătate, siguranţa abatajelor însă şi randamentele slabe obţinute au dus la concluzia inoportunităţii metodei din punct de vedere tehnico-economic şi al securităţii muncii.

În a doua jumătate a anului 1957 ideea abatajelor cu avansarea pe direcţie s-a abandonat, iar abatajele pe înclinare îşi cîştigaseră locul ca metodă de exploatare, care oferea plasarea unor lucrări imediate pentru satisfacerea planului de producţie.

Precizăm că o altă metodă larg folosită era a camerelor cu avansarea pe direcţie sau pe înclinare, cu pierderi de rezervă de 15—20% în pilierii dintre camere.

Retragerea pilierilor foarte lungi de la metoda abatajelor ascendente progresive (de la centru către periferie) se realiza, de asemenea, cu ajutorul abatajelor-cameră.

Metoda de exploatare cu ajutorul abatajelor frontale a permis aplicarea tehnicii noi în toate fazele procesului de producţie, printre care tăierea cu ajutorul havezelor şi apoi al combinelor şi susţinerea cu diferite tipuri de stîlpi metalici.

Introducerea susţinerii metalice cu stîlpi şi grinzi, metodă care permite prinderea coperişului în timp mai scurt şi cu multă siguranţă, a readus în preocupările colectivului tehnic problema abatajelor cu avansare direcţională.

Înainte de a descrie încercările de aplicare a abatajelor cu avansare direcţională din anii 1960—1961, vom face o scurtă prezentare a celor două metode.

I. Pentru aplicarea *metodei cu abataje ascendente,* pregătirea se execută în sistem de aripi conjugate, cu lungimea aripilor de 40—50 m şi lungimea pe înclinare de 100—210 m

Lucrările necesare, în afară de galeriile conjugate, direcţionalele pentru aeraj, transport şi pentru evacuarea producţiei, constau din trei planuri înclinate din care cel median este colector al producţiei, iar cele extreme servesc ca refugiu, precum şi pentru aprovizionarea cu materiale, introducerea maşinilor şi echipamentului de lucru. Această metodă prezintă dezavantaje ca: aerajul în serie, aprovizionarea greoaie cu materiale şi echipament de lucru, limitarea lungimii pe înclinare şi deci intrarea şi ieşirea repetată a acestor unităţi în şi din circuitul producţiei cu toate consecinţele tehnico-economice, limitarea metodei în raport cu înclinarea stratelor, folosirea transportoarelor de tip greu pentru înclinări mari pe colectoare (fapt care provoacă greutăţi la lucru prin împingerea transportoarelor în front), volumul mare de pregătiri pe 1 000 tone.

II. Pentru aplicarea *metodei cu abataje direcţionale,* pregătirea se execută prin săparea celor două galerii (de bază şi se cap) legate între ele printr-un preabataj de atac

Această metodă prezintă următoarele avantaje: aerajul este ascendent, aprovizionarea cu materiale şi echipament de lucru se face în condiţii optime, se creează abataje de lungimi mari (300—500 m) pe direcţie, obţinîndu-se locuri de muncă cu desfăşurare în timp, deci cu o mai mare continuitate, înclinarea stratelor nu îngreuiază transportul producţiei în abataj şi pe colector, volumul de pregătiri pe 1 000 tone scade considerabil, reducîndu-se în special volumul de plane înclinate.

Pentru exemplificarea comparativă a celor două metode, arătăm că după proiectul — plan de dezvoltare a E.M. Filipeştii de Pădure, întocmit de IPROMIN in 1959, metoda de abataj cu avansare pe înclinare consumă un volum de pregătiri de 26,3 m/1 000 tone în stratele mai puţin dezvoltate şi de 17,8 m/1 000 tone în stratele dezvoltate sau în medie 21,4 m/1 000 tone, în timp ce metoda exclusiv de exploatare cu ajutorul abatajelor direcţionale consumă un volum de numai 14,1 m/1 000 tone.

A. Primele încercări cu abataje direcţionale în perioada anilor 1960—1961

Pe baza recomandărilor făcute de IPROMIN în proiectul din septembrie 1959 şi pe măsura îmbunătăţirii de către ICEMIN, împreună cu E.M. Filipeştii de Pădure, a indicilor tehnici privind susţinerea metalică în abatajele frontale, s-a trecut la experimentarea cu urmărire specială a metodei abatajelor direcţionale după cum urmează (fig. 1 şi 2) :

a) pilierul abatajelor frontale 6 131 şi 6 132 stratul II, începînd din luna iulie 1960 ;

b) pilierul unor abataje — cameră stratul IV b superior, abataj frontal 6 137, începînd din luna octombrie 1960 ;

c) primul abataj direcţional în stratul IV b inferior, pregătit ca atare, abataj 6 312, începînd în februarie 1961.

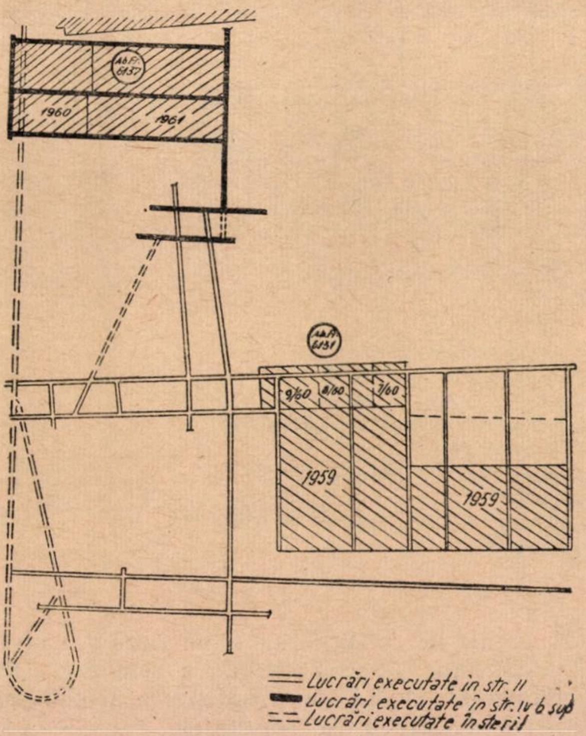

Ab.Fr. 6137
1960
1961
Ab.Fr. 6131
9/60
8/60
7/60
1959
1959
Lucrări executate în str. II
Lucrări executate în str. IV b sup
Lucrări executate în steril

Fig. 1.

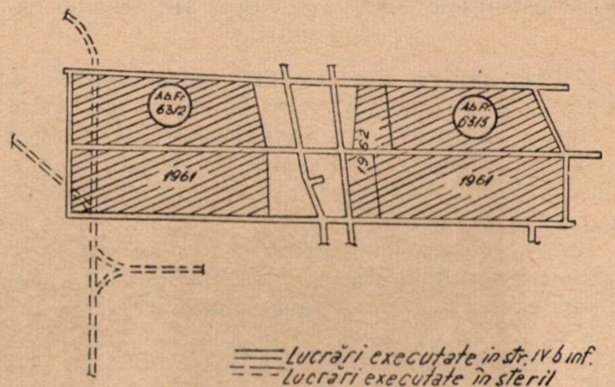

Ab.Fr. 63/2
Ab.Fr. 63/5
1961
1962
1961
Lucrări executate în str. IV b inf.
Lucrări executate în steril

Fig. 2.

Se menţionează faptul că împărţirea panourilor s-a făcut în aripi scurte, ca măsuri de precauţie, din cauza neîncrederii în posibilităţile metodei, pe de o parte, şi în intenţia de a imprima o avansare mai mare liniei de front pentru a verifica în ce măsură avansarea elimină dificultăţile de prindere a coperişului.

Rezultatele experimentărilor din perioada anilor 1960—1961 au dus la generalizarea abatajelor direcţionale, astfel că în anul 1961 la acest sector din abatajele direcţionale s-a obţinut circa 67% din totalul producţiei din abataje.

La sfîrşitul anului 1961 metoda devenise preponderentă şi a început extinderea în celelalte sectoare.

Pregătirea abatajelor frontale direcţionale la sectorul Roşioara este redată în figura 3.

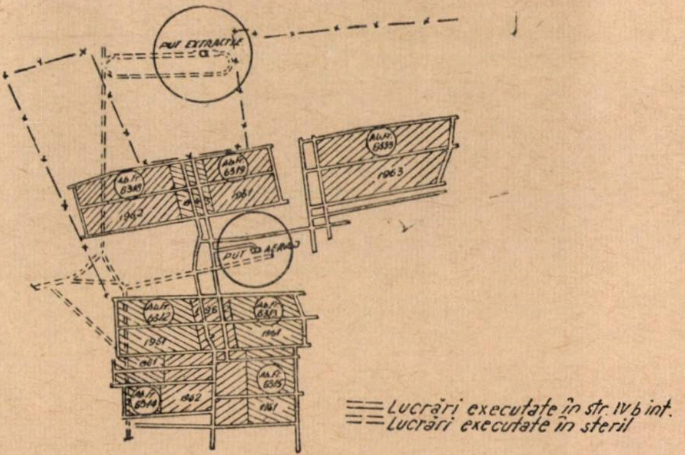

PUȚ EXTRACȚIE
α
PUȚ DE AERAJ
Ab.Fr. 6319
1961
1962
1963
Ab.Fr. 6312
Ab.Fr. 6311
1961
Ab.Fr. 6315
Ab.Fr. 6314
1962
Lucrări executate în str. IV b inf.
Lucrări executate în steril

Fig. 3.

Din împărţirea panourilor se observă că faţă de scheletul impus la data conturării metodei abatajelor direcţionale, s-a mers pe un trasaj simplu, cu lungimi mici pe direcţie (120—160 m) şi numai la ultimul abataj s-a trecut la o lungime de 210 m.

B. Consecințele tehnice imediate ale reușitei experimentărilor

Metoda, care a fost de fapt experimentată la început la retragerea unor pilieri și cu bune rezultate, a intrat în discuția cadrelor tehnice în vederea lichidării pilierilor lungi și cu condițiile grele de transport în sistemul abatajelor-cameră.

Pentru acest lucru s-a întocmit un program de retragere frontală direcțională a pilierilor, problemă care a continuat pînă în anul 1963.

Vom da ca exemplu retragerea direcțională a pilierilor galeriilor 185 și 44 007, stratul V (fig. 4).

Astfel, în timp ce retragerea pilierilor galeriei 177/V din anii 1960—1961 s-a executat cu o viteză de retragere de 11,7 m/lună prin abataje-cameră, pilierul galerilor 185 și 44 007/V s-a executat cu ajutorul abatajului frontal direcțional, înregistrîndu-se o viteză medie de 32 m/lună, cu productivitatea sporită și cu extragerea integrală a rezervelor.

Prin extinderea acestei metode s-au lichidat zone cu presiuni mari, s-a redus volumul de întreținere printr-o retragere activă, lichidîndu-se și locurile de muncă cu aeraj în general nesatisfăcător.

Rezultatele bune obținute au dus la experimentarea metodei și în celelalte sectoare.

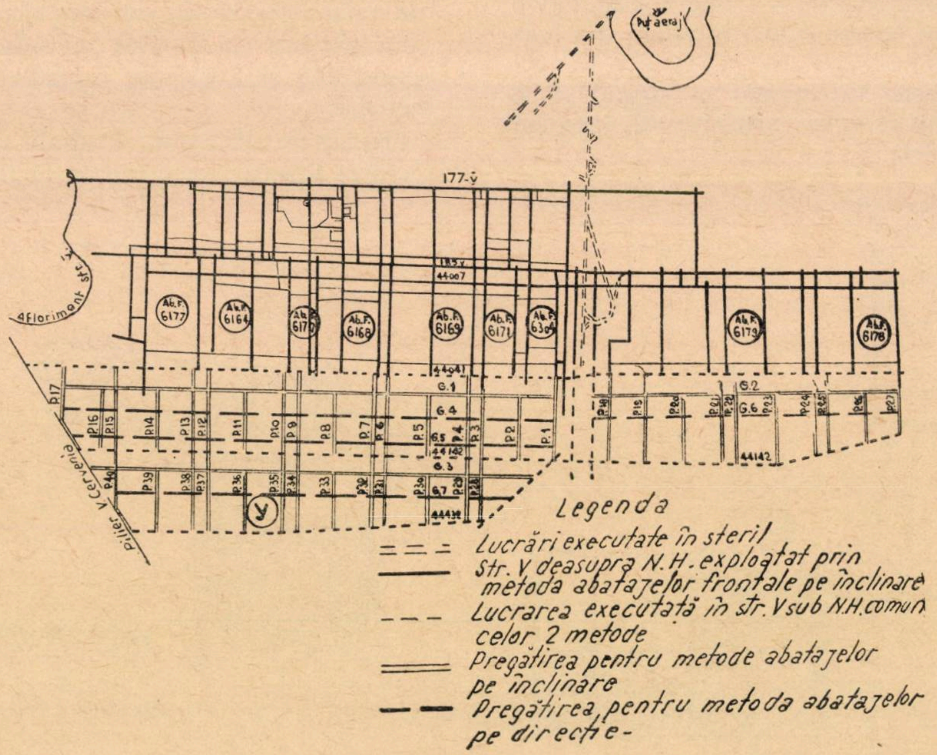
— abatajul 6 206 în lungime de 440 m, care va funcționa 18 luni ;

— abatajul X din stratul IV c sectorul sud Palanga cu o lungime direcțională de 520 m, care va funcționa 20 luni ;

— abatajul Y din stratul V, sectorul sud Palanga cu o lungime direcțională de 650 m, care va funcționa mai mult de 2 ani.

Metoda cu abataje direcționale se impune sub nivelul hidrostatic, unde, datorită condițiilor geologico-miniere, se cere asecarea în trepte de 30 m pe verticală, prin executarea planurilor înclinate și în mod obligatoriu a galeriilor direcționale, pe care se amplasează filtrele penetrante pentru coperiș.

Așa cum se vede în figura 4 pentru asecarea panoului cuprins între galeria 44 041, orizontul 310 m și galeria 44 142, orizontul 270—280 m, avem în medie 35 m pe verticală pentru care, în baza experienței E.M. Filipeștii de Pădure, cu o viteză de coborîre a nivelului dinamic al apelor de 2 m/lună, sînt necesari 1,5 ani. Galeria de bază fiind obligatoriu a se executa pentru asecare, la înclinarea stratelor sub nivel hidrostatic, rezultă panouri mult prea scumpe pe înclinare astfel încît împărțirea lor în abataje ascendente ar duce la creșterea volumului de pregătiri executate cu susținere modernă, tradițională, cerută de condițiile de exploatare sub nivelul hidrostatic. Această metodă a schimbat deci fundamental modul de pregătire a panourilor viitoare și rămîne ca rezultatele care se vor obține în abatajele de sub nivelul hidrostatic



177-V
44007
Aflorimentul str.
Ab.F. 6177
Ab.F. 6164
Ab.F. 6170
Ab.F. 6168
Ab.F. 6169
Ab.F. 6171
Ab.F. 6304
Ab.F. 6175
Ab.F. 6176
Y
Pilier V. Cervenia
44142
Legenda
Lucrări executate în steril
Str. V deasupra N.H. exploatat prin metoda abatajelor frontale pe înclinare
Lucrarea executată în str. V sub N.H. comun celor 2 metode
Pregătirea pentru metode abatajelor pe înclinare
Pregătirea pentru metoda abatajelor pe direcție-

Fig. 4.

În figurile 4 și 5 se observă trecerea la abataje direcționale de lungimi mari pe direcție din care exemplificăm :

— abatajul 6 201, lungime de 320 m, care a funcționat 16 luni ;

să o impună ca urmare a indicatorilor tehnici favorabili și în special prin volumul redus de pregătiri pe 1 000 tone.

C. Considerații economice preliminare

Pentru evidențierea scăderii volumului lucrărilor de pregătire, vom analiza figurile 4 și 5. În figura 4 am prezentat patru orizonturi pregătite și exploatate și în curs de deschidere și pregătire pentru a pune în evidență, prin calcule, diferența volumului de pregătiri.

Astfel, panoul cuprins între galeriile 177 și 185 s-a exploatat prin abataje pe înclinarea într-o succesiune nerațională de la treverbanc către periferia zăcămîntului (se observă volumul mare de pregătiri pentru un panou relativ scurt pe înclinare)

Panoul cuprins între galeria 185 și galeria 44 041 s-a exploatat, de asemenea, prin abatajele pe înclinare în ordine normală mai puțin abatajul 6 177 din cauza existenței unui pilier pentru o linie electrică.

Acesta a fost primul panou de la orizontul 340 m la orizontul 310 m în condiții de sub nivelul hidrostatic pe a doua jumătate (cea din aval).

Pentru fiecare abataj au fost necesare lucrări speciale de asecare, care au putut fi executate datorită existenței galeriei 44 041, folosită ca bazin de colectare a apelor.

În cele ce urmează, pentru pregătirea următoarelor panouri și anume cel cuprins între orizontul 310 m și 270 m și cel cuprins între orizontul 270 m și 235 m, am trasat osatura lucrărilor de pregătire în cele două variante.

Pentru metoda abatajelor ascendente sînt necesare următoarele lucrări :

plane înclinate, P_1 . . . P_{40} = 3 780 m
galerii, G_1 . . . G_3 = 1 650 m
Total 5 430 m

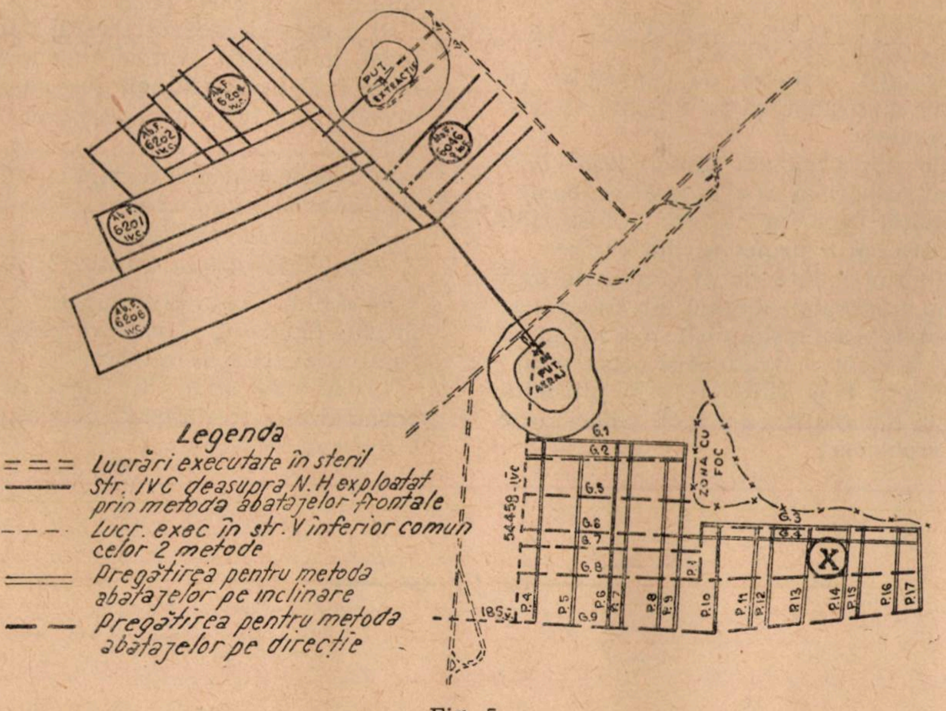

Legenda
Lucrări executate în steril
Str. IVC deasupra N.H. exploatat prin metoda abatajelor frontale
Lucr. exec în str. V inferior comun celor 2 metode
Pregătirea pentru metoda abatajelor pe inclinare
Pregătirea pentru metoda abatajelor pe direcție
G.1
G.2
G.3
G.4
G.5
G.6
G.7
G.8
G.9
ZONA CU FOC
54458-IVC
185
X
P.1
P.4
P.5
P.6
P.7
P.8
P.9
P.10
P.11
P.12
P.13
P.14
P.15
P.16
P.17

Fig. 5.

Pentru metoda abatajelor direcționale :

galerii G_4 . . . G_7 = 2 230 m

Din calcul am exclus lucrările comune.

La o rezervă pregătită de 466 500 t rezultă următoarele volume de pregătiri :

pentru metoda ascendentă, 11,6 m/1 000 t ;
pentru metoda direcțională, 4,8 m/1 000 t.

În figura 5 este prezentat trasajul celor două metode dintr-un panou din stratul IV C sectorul sud Palanga.

Pentru metoda abatajelor ascendente ar fi necesare :

plane înclinate, P_4 . . . P_{17} = 2 320 m
galerii G_1 . . . G_4 = 1 060 m
Total 3 380 m

Pentru metoda pe direcție ar fi necesare :

plane înclinate, P_1 = 70 m
galerii, G_2 . . . G_9 = 2 110 m
Total 2 180 m

La rezerva pregătită de 100 mii tone rezultă următoarele volume de pregătiri :

— pentru metoda ascendentă, 21,6 m/1 000 t
— pentru metoda direcțională, 14,0 m/1 000 t

Deci în cele două cazuri (fig. 4 și 5) diferențele sînt de 6,8 m și respectiv 7,6 m, care ne dau în medie cifra de 7,2 m/1 000 tone, cifră ce verifică cifra de 7,3 m/1 000 tone din sistematizarea IPROMIN.

Concluzii

Analizînd evoluția metodei de exploatare cu abataje frontale cu avansarea pe direcție, se desprind următoarele :

1) încercările din perioada anilor 1953—1955 au dus la dese surpări în abatajele direcționale ;

2) ideea reluării experimentărilor a fost ridicată de ICEPROC prin proiectul din 1955 ;

3) față de indicația dată de proiectant în anii 1956—1957 s-au trasat noi abataje direcționale la a căror exploatare s-au întîmpinat aceleași greutăți de rupere la front a stratului și coperișului ;

4) în septembrie 1959 IPROMIN, în proiectul de dezvoltare și sistematizare a E.M. Filipeștii de Pădure, reia problema ;

5) se fac din nou experimentări în anii 1960—1961, de data aceasta cu rezultate bune, ca urmare a introducerii susținerii metalice ;

6) față de rezultatele primelor încercări metoda se extinde astfel încît ponderea producției din abatajele direcționale, față de total abataje frontale, este de 32% în 1961, 34,1% în 1962 și 45,8% în 1963 ;

7) prin aplicarea abatajelor direcționale volumul de pregătiri scade, înregistrîndu-se o reducere de 7,2 m/1 000 tone ;

8) o dată cu dezvoltarea și îmbunătățirea metodei, indicatorii tehnici se impun începînd din trim. I 1962, astfel încît în sem. I 1963 se obțin următorii indici în comparație cu metoda pe înclinare :

— lungimea medie a aripii . . . . . 117% ;
— producția extrasă . . . . . . 140% ;
— avansarea medie . . . . 102% ;
— productivitatea medie . . . . . 101% ;

9) metoda se impune pentru condițiile de sub nivelul hidrostatic întrucît este în directă legătură cu metoda de asecare ;

10) metoda duce la obținerea unei eficiențe economice, materializată prin economie de circa 9 lei/tonă.

* * *

Metode de asecare la exploatările de cărbune

Ing. *GH. ALEXANDRU*

O dată cu exploatarea rezervelor de cărbuni situate deasupra nivelului apelor subterane și cu creșterea sarcinilor de producție în etapa actuală, se pune problema valorificării rezervelor aflate sub acest nivel.

Pentru a asigura însă exploatarea acestora cu o productivitate ridicată și în condiții corespunzătoare de tehnica securității, sînt necesare lucrări de asecare într-un volum apreciabil, care afectează prețul de cost al exploatării.

Măsurile de asecare se concretizează prin metode, scheme și tipuri de asecare, elemente care sînt determinate atît de condițiile geologice și hidrogeologice cît și de condițiile tehnicominiere. Metodele de asecare sînt definite în raport cu amplasamentul lucrărilor de drenaj și cu etapa de execuție a acestora, distingîndu-se din acest punct de vedere de asecarea preliminară, asecarea paralelă și asecarea combinată.

Asecarea preliminară se efectuează înainte de săparea lucrărilor miniere, prin lucrări de drenaj de la suprafață, avînd ca scop reducerea presiunii apelor subterane pînă la valori ce permit săparea lucrărilor miniere în condiții normale.

Asecarea paralelă se realizează din lucrările miniere de deschidere și pregătire, scopul ei fiind asecarea cît mai completă a orizonturilor acvifere din coperiș sau reducerea presiunii apelor din vatra lucrărilor miniere.

Asecarea combinată cuprinde lucrări din cele două categorii amintite.

Alegerea metodei de asecare este determinată, în special, de proprietățile fizico-mecanice ale nisipurilor acvifere generatoare de borchișuri. Borchișurile reprezintă o stare particulară a nisipurilor acvifere, care în prezența unei excavații devin o masă fluidă. La borchișurile tipice, frecvent întîlnite în zăcămintele noastre, această fluiditate, este dată de presiunea hidrostatică și de conținutul în fracțiuni prăfoase — argiloase ($d < 0{,}05$ mm), îmbrăcate într-o peliculă continuă de apă, care împiedică contactul direct, particulă pe particulă, ceea ce face ca frecarea să fie nulă. Prezența particulelor argiloase dă masei de borchiș proprietăți tixotropice, ea putînd trece ușor din starea de gel în suspensie sub influența unor eforturi aplicate spontan (vibrații, presiuni hidrodinamice etc.).

Trebuie reținut faptul că fluiditatea borchișurilor tipice nu trebuie pusă numai pe seama gradientului hidraulic critic, așa după cum se obișnuiește. Această explicație este valabilă pentru nisipuri mijlocii și grosiere, care se mai numesc și pseudoborchișuri. Indicii fizico-mecanici ai borchișurilor tipice arată că din punct de vedere granulometric predomină nisipurile fine-făinoase, cu conținut redus de praf și argilă, coeficientul de filtrare fiind sub 1 m/zi, iar capacitatea de cedare de cel mult 5%.

Borchișurile tipice se pot separa în două grupe :

a — borchișuri cu conținut ridicat de substanțe hidrofile (substanțe organice, montmorillonit etc.) care datorită legăturilor fizico-chimice puternice nu pot ceda apa nici la gradienți hidraulici mari ;

b — borchișuri asecabile fără conținut de substanțe hidrofile, caracteristice pentru zăcămintele noastre.

Asecarea preliminară devine rațională la grosimi mari ale orizonturilor acvifere (minimum 10 m), iar asecarea paralelă necesită ecrane protectoare rezistente, care să asigure în prealabil săparea lucrărilor de deschidere și pregătire în care se instalează lucrările de drenaj.

Schemele de asecare sînt definite de sistemele de amplasare ale lucrărilor de drenaj, care lucrează în interferență. Aceste sisteme pot fi liniare, pe două linii de contur, pe mai multe contururi sau fără un sistem geometric bine determinat.

Tipul de asecare este determinat de proprietățile filtrante ale nisipurilor acvifere, respectiv capacitatea de cedare *(na)* și coeficientul de filtrare *(k)* și este definit de caracterul forțelor care determină deplasarea apei către lucrările de drenaj. Din acest punct de vedere se deosebesc : asecare gravitațională, asecare prin vacuum, cu suprapresiune și electroosmotică. Pînă în prezent la exploatările noastre de lignit s-a pus în aplicare numai asecarea gravitațională.

Zăcămintele de lignit care în prezent se exploatează sub nivelul apelor subterane, sînt localizate în zona colinară neogenă (Ceptura, Filipeşti şi Şotînga) în depresiunea getică (Schitu Goleşti, Cărbuneşti şi Motru), în depresiunea panonică (Sărmăşag, Cuzap-Voivozi, Ip) şi depresiunea intracarpatică a Ţării Bîrsei (Căpeni şi Baraolt).

În zona neogenă stratele de lignit se găsesc în anticlinalele normale, de la sudul zonei, care au o tectonică slab accentuată, continuîndu-se apoi şi în cutele sinclinale ascunse. Atîta timp cît exploatarea s-a limitat la zonele axiale ale anticlinalelor, unde aflorează dacianul, nu au apărut probleme hidrogeologice, totul găsindu-se deasupra nivelului de bază al eroziunii locale. În depresiunea getică, zăcămintele au o structură monoclinală în care uneori dacianul apare la zi, sau este acoperit de depozite levantine marnoase-argiloase. Datorită structurii monoclinale sau slab ondulate, orizonturile acvifere capătă presiuni din ce în ce mai mari spre sud, astfel că atunci cînd exploatarea ajunge la cote inferioare bazei locale de eroziune, condiţiile hidrogeologice devin nefavorabile. În depresiunea panonică, cercetările au arătat că exploatarea în zonele sinclinale va fi îngreuiată de prezenţa numeroaselor orizonturi acvifere cu presiuni mari.

Pentru toate aceste zăcăminte de ligniţi plioceni se pot trage următoarele concluzii :

— Datorită regimului de sedimentare neuniform, stratele prezintă frecvente variaţii litologice, nisipurile fiind înlocuite prin marne nisipoase, marne sau argile şi invers. Această situaţie atrage după sine o mare complexitate a condiţiilor hidrogeologice, cu greu putîndu-se uneori delimita pe orizontală roca nisipoasă, generatoare de borchişuri.

— Debitul de alimentare al acestor orizonturi acvifere este redus, sursele de alimentare fiind infiltrarea precipitaţiilor prin zonele de afloriment şi ape freatice de mică importanţă.

— Această situaţie, respectiv resurse statice importante şi resurse dinamice relativ limitate, creează condiţii favorabile regimului hidrodinamic al asecării prin faptul că debitul drenat poate fi cu mult mai mare decît afluxul natural al orizontului acvifer. În felul acesta se poate asigura o viteză de asecare corespunzătoare.

— Cutarea influenţează condiţiile de acumulare a apelor subterane şi anume zonele sinclinale şi terminaţiile periclinale reprezintă structurile cele mai favorabile, în timp ce anticlinalele şi zonele monoclinale — structuri nefavorabile pentru acumularea apelor subterane.

Alegerea metodei de asecare paralelă este determinată de proprietăţile filtrante reduse (caracteristice borchişurilor tipice), de prezenţa ecranelor protectoare în coperiş şi culcuş, precum şi de grosimea redusă a nisipurilor avrifere. Această situaţie este intîlnită cel mai frecvent la zăcămintele amintite.

Ca instalaţie de asecare se recomandă filtrele penetrante, care sînt raţionale pînă la lungimi de cel mult 15 m, atît în culcuş cît şi în coperiş. Necesitatea asecării sau reducerii de presiune este determinată de capacitatea portantă a ecranului protector. Valoarea de calcul a capacităţii portante, care depinde printre altele de rezistenţa la tracţiune a rocii, este greu de determinat din cauza variaţiilor litologice mari ale ecranului. Astfel, la Filipeşti aceste ecrane sînt constituite din marne şi argile curate, nisipoase sau cărbunoase, şisturi argiloase şi nisipuri marnoase, a căror rezistenţă de rupere la tracţiune variază între 0,9—9 kg/cm^2. În culcuş, grosimea de calcul se ia ca atare, însă în coperiş pentru zonele de exploatare, ecranul se surpă, astfel că este necesară o asecare cît mai completă a nisipurilor acvifere. Crearea unei zone permeabile în coperiş, prin surpare, complică mult metoda de asecare. Înălţimea acestei zone variind între 6—10 ori grosimea stratului exploatabil, se pune uneori problema de a aseca 2—3 orizonturi acvifere, care intră în limitele acestei zone.

În unele situaţii metoda de asecare paralelă nu a putut fi adoptată datorită lipsei ecranului protector şi dezvoltării nisipurilor acvifere pe grosimi mari. Aceste situaţii necesită o asecare preliminară, prin foraje de drenaj, executate de la suprafaţă. Numai în felul acesta, prin reducerea preliminară a presiunii hidrostatice, se pot săpa ulterior planele înclinate de deschidere. Astfel de situaţii au apărut în următoarele cîmpuri miniere :

— la Roşioara-Sud, unde stratul I este prins între două orizonturi acvifere sub presiune, care au grosimea totală de 30 m ;

— în cîmpul Cuzap I, unde în prezent se experimentează folosirea forajelor de drenaj pentru asecare ;

— în cîmpul Vîrghiş II, unde nisipurile acvifere din coperiş au grosimi de 10—50 m.

Folosirea forajelor de drenaj este condiţionată de o permeabilitate relativ ridicată adică $k > 3$ m/zi. În U.R.S.S. s-a folosit această metodă şi pentru $k = 0,5 \div 1$ m/zi dar numai pentru reducerea nivelului apelor sub presiune, nefiind indicată pentru o asecare propriu-zisă.

Forajele de drenaj sînt utilate cu pompe submersibile şi prevăzute cu filtru de pietriş pentru a nu se colmata.

La alegerea schemei pentru asecarea paralelă trebuie să se ţină seama atît de factorii geologo-hidrogeologi cît şi de structura lucrărilor miniere. La zăcămintele amintite aceşti factori favorizează alegerea unor scheme de asecare relativ simple şi anume :

— menţinerea constantă a elementelor de zăcămînt — direcţie şi înclinare — fapt care nu impune amplasarea unor drenuri suplimentare în zonele de afundare ;

— alimentarea redusă a orizonturilor acvifere face ca limita acestora să avanseze pe înclinare o dată cu lucrările miniere din care se face asecarea (fig. 1) ;

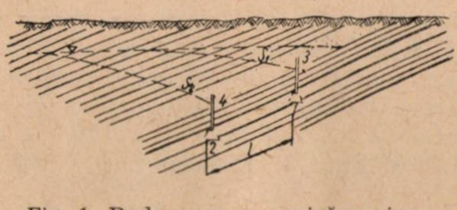


Fig. 1. Reducerea succesivă a nivelului piezometric prin epuizarea resurselor statice :
1 şi 2 — galerii de orizont ; 3 şi 4 — filtre penetrante ; S_1 şi S_2 curbe de depresiune ; l — lăţimea panoului de exploatare.

— structura lucrărilor miniere este un element favorabil cînd distanţa pe verticală dintre galeriile direcţionale nu depăşeşte 30 m. În felul acesta se realizează sisteme liniare de drenaj, amplasate pe direcţia stratului.

Plantarea filtrelor se face paralel cu săparea, pentrucă numai în felul acesta se evită erupţiile de borchiş. De aici se trage concluzia că asecarea paralelă serveşte în primul rînd la săparea lucrărilor de deschidere şi pregătire şi apoi la asecarea zonei de exploatare.

Şi forajele de drenaj se amplasează tot în sisteme liniare, pe direcţia stratului. Avînd o eficacitate mai mare, un astfel de sistem poate deservi două sau chiar trei subetaje sau panouri, aceasta rezultînd din calculul hidrodinamic.

Valorile mici ale capacităţii de cedare şi a coeficientului de filtrare determină o viteză relativ redusă de asecare a nisipurilor fine-făinoase şi un grad de asecare scăzut. Această situaţie se datoreşte conţinutului ridicat de apă capilară care nu poate fi eliminată prin drenajul gravitaţional. Determinările de laborator pe nisipuri de la Şotînga au arătat că porozitatea totală este $n = 35 \div 48\%$, în timp ce capacitatea de cedare este de cel mult 3%, restul fiind apă capilară. Fenomenul de capilaritate are un caracter potenţial, el manifestîndu-se numai în urma drenajului, la un anumit conţinut de umiditate.

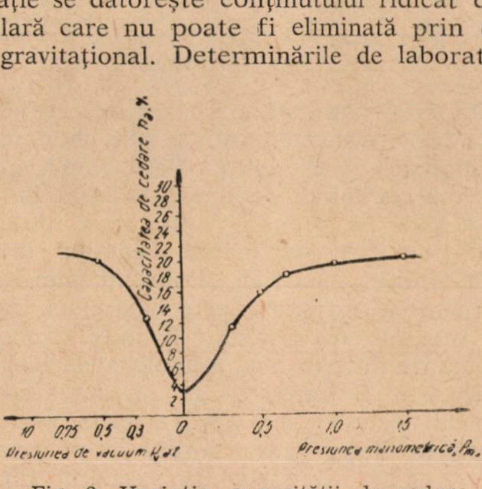


Fig. 2. Variaţia capacităţii de cedare în funcţie de suprapresiune şi vacuum.

În condiţiile unor viteze mari de înaintare, a traversării nisipurilor acvifere şi în scopul de a se obţine un grad de asecare ridicat (raportul dintre apa cedată şi volumul total de apă) trebuie folosită o asecare forţată. Experienţa a arătat că asecarea gravitaţională poate fi extinsă cu rezultate bune pînă la $k = 10^{-3} \div 10^{-4}$ cm/s. S-au făcut o serie de experienţe, în paralel, pentru asecarea prin vacuum şi cu aer comprimat. Din graficele întocmite rezultă eficacitatea ridicată a vacuumului faţă de aerul comprimat. Din figura 2 rezultă că în cazul suprapresiunii cea mai mare creştere a lui n_a se produce pînă la $p_m = 1$ at, după care creşterea devine lentă. În condiţiile vacuumului s-au înregistrat creşteri mari ale lui $n_a = 20\%$ pînă la $p_v = 0{,}5$ at, după care urmează o creştere lentă. Eficacitatea vacumuului rezultă şi din curba variaţiei lui n_a în funcţie de gradientul hidraulic. Aceeaşi valoare a lui n_a se obţine la un gradient hidaulic mai redus pentru vacuum şi mai mare în cazul suprapresiunii (fig. 3).

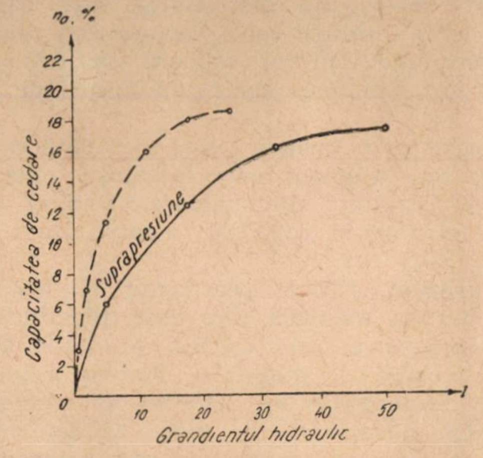


Fig. 3. Variaţia capacităţii de cedare în funcţie de gradientul hidraulic.

Efectul vacuumului este pus în evidenţă şi prin creşterea gradului de asecare. Sub efectul vacuumului are loc o creştere rapidă, urmată de o creştere liniară, ajungînd ca la $p_v = 0{,}75$ at să se realizeze $g_a = 60\%$ faţă de 15% în condiţii obişnuite (fig. 4). Între capacitatea de cedare şi coeficientul de filtrare există o legătură cantitativă determinată, deoarece creşterea capacităţii de cedare provoacă o mărire a secţiunii de curgere a apei din pori şi implicit se ajunge la creşterea permeabilităţii. Din figura 5 rezultă o dependenţă liniară între aceşti doi parametri.

Eficacitatea acestui tip de asecare rezultă şi din analiza hidrodinamică a curentului cu nivel liber vacuumat. La asecarea gravitaţională prezenţa zonelor de cumpănă între drenuri şi a saltului de nivel duce la formarea unei coloane mari de apă remanentă, care în cazul vacuumului se reduce la minimum. Prin vacuum creşte componenta verticală a vitezei de filtrare, se produce o drenare mai rapidă a apei din zona inferioară, iar prin prezenţa presiunii negative se asigură pătrunderea apei capilare în dren. În limitele zonei vacuumului dinamic, suprafaţa meniscurilor capilare se deplasează în jos iar presiunea zonei capilare tinde către zero.

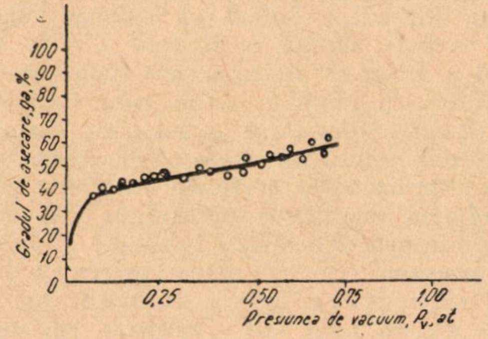


Fig. 4. Variaţia gradului de asecare în funcţie de presiunea de vacuum.

Asecarea prin vacuum a fost încercată la mina Şotînga cu ajutorul unei instalaţii pilot, obţindu-se rezultate promiţătoare. Debitul filtrelor penetrante în condiţiile vacuumului a crescut de 2—3 ori.

În prezent, filtrele penetrante se instalează prin metoda manuală care este primitivă, neeconomică şi creează condiţii grele de muncă pentru echipa de muncitori. Pentru a înlătura aceste dezavantaje s-a elaborat o metodă de instalare mecanizată, de mare randament. Pe lîngă mecanizarea operaţiilor de introducerea filtrelor metoda duce şi la contopirea unor faze ale procesului tehnologic, fapt care prezintă mari avantaje tehnice şi economice. Îmbunătăţirea metodei constă, în principal, în mecanizarea procesului de forare a găurii filtrului şi totodată în eliminarea coloanei propriu-zise de foraj, aceasta fiind înlocuită chiar cu garnitura filtrului. Ca urmare a acestor două principii noi care stau la baza metodei, iau naştere o serie de îmbunătăţiri secundare, care împreună cu primele, schimbă radical parametrii tehnicii şi economici de instalare.

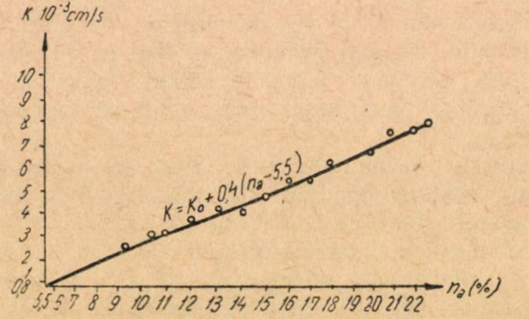


Fig. 5. Dependenţa dintre capacitatea de cedare şi coeficientul de filtrare (în condiţiile vacuumului).

În cele ce urmează se va face o descriere dinamică sumară a utilajului (fig. 6).

Maşina electrică de forat (perforatorul pe coloană EBK-5 adaptat) este adus la punctul de lucru, montat pe un cărucior construit dintr-un tren de roţi de vagonet. Aici se aşează în poziţia de lucru şi la axul rotitor se prinde primul tronson al filtrului (l = 500 mm, Ø = 50 mm), care este prevăzut la capătul superior cu o sapă spiţ sau coadă de peşte cu deschiderea de 100 mm. Prin împingere şi rotire maşina introduce acest tronson în tavanul galeriei. Se coboară apoi axul rotitor al maşinii la care se prinde un alt tronson (l = 700 mm) ş.a.m.d. În timpul montării unui nou tronson, garnitura este susţinută cu un braţ montat pe maşină. Primele tronsoane ale coloanei filtrului sînt perforate pe lungimea pe care vor fi introduse în orizontul acvifer. Detritusul rezultat din forare cade prin spaţiul inelar dintre gaura forată şi coloana filtrului. Înainte ca sapa din capătul filtrului să înţepe orizontul acvifer, se montează pe coloana filtrului cîteva inele metalice de etanşare cu garnitură de cauciuc, care avansînd o dată cu coloana vor obtura spaţiul inelar amintit împiedicînd astfel parţial curgerea borchişului. Tot în scopul protejării utilajului şi

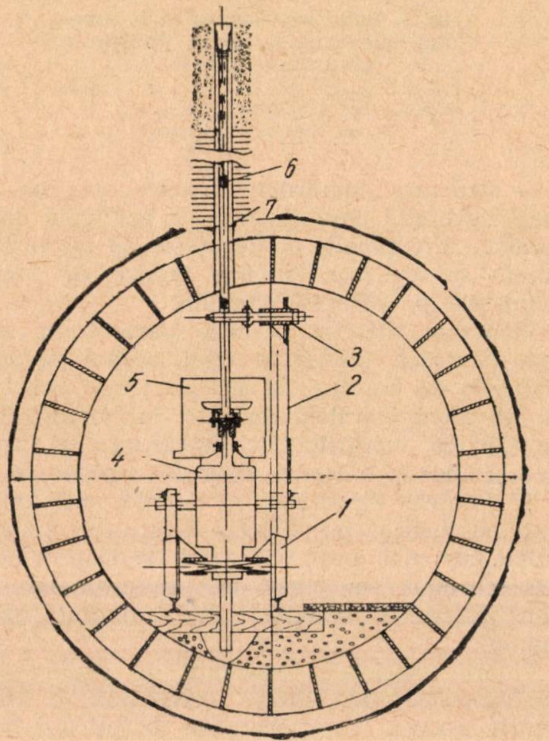


Fig. 6. Dispozitiv de introducere a filtrului:
1 — cărucior ; 2 — suport ; 3 — dispozitiv de susţinere a coloanei ; 4 — perforator : 5 — cuva de protecţie ; 6 — filtru ; 7 — inele de etanşare.

a muncitorilor împotriva curgerii borchișului, pe axul rotitor al mașinii este montată o pîlnie care-l colectează și din care deversează apoi într-o cuvă metalică fixă, montată pe mașină. După instalarea definitivă a filtrului, curgerea borchișului prin spațiul inelar este oprită definitiv printr-un dispozitiv de etanșare care se montează la baza filtrului, în tavanul galeriei.

În timpul exploatării, modul de funcționare a filtrului și urmărirea efectului asecării se fac cu ajutorul unui dispozitiv de control, constituit dintr-un teu de țeavă cu diametrul de 50 mm, pe care sînt montate un debitmetru și un monometru cu celulă și membrană de presiune.

În caz de colmatare, filtrele se decolmatează cu aer comprimat sau cu apă sub presiune.

După terminarea asecării, garnitura filtrului se va recupera în cea mai mare parte, fiind extrasă din teren cu o presă mecanică manuală.

Avantajele mai importante ale metodei expuse sînt :

— viteză mare de lucru (3,5 m/min) ca urmare a introducerii mecanice, a eliminării coloanei de foraj propriu-zise, a prinderii tronsoanelor fără înfiletare etc ;

— consum redus de materiale prin eliminarea coloanei de foraj propriu-zise și recuperarea parțială a filtrului ;

— asigurarea condițiilor normale de lucru din punctul de vedere al tehnicii securității prin micșorarea efortului fizic prelungit și prin protejarea contra curgerii borchișului peste utilaj și oameni ;

— crearea posibilității de a drena două orizonturi acvifere suprapuse prin același filtru.

În încheiere, trebuie subliniat faptul că în cazul zăcămintelor situate sub nivelul apelor subterane, la alegerea metodelor de deschidere și exploatare trebuie să se ia în considerare condițiile hidrogeologice concrete care pot duce uneori la schimbarea concepției de proiectare. Pentru a obține o productivitate ridicată, în condițiile respectării normelor de tehnica securității și a unui preț de cost redus, nu este suficient a se cere numai îmbunătățirea condițiilor hidrogeologice la o tehnologie de exploatare stabilită numai pe criterii tehnice miniere, ci această tehnologie trebuie aleasă de la început și în funcție de condițiile hidrogeologice. În felul acesta se simplifică mult măsurile de combatere a apelor subterane.

Drenarea metanului în minele de cărbuni

Ing. *A. ANGELESCU* și
ing. *B. IVANOVSCHI*

I. Necesitatea drenării metanului în minele cu degajări de metan

Observațiile multiple făcute în bazinele carbonifere din U.R.S.S., R.P.P., R.S.C., Belgia, Anglia și R.F.G. asupra emanațiilor de metan din stratele de cărbune exploatate prin metode subterane, arată că, în medie, cantitatea de metan conținută de stratele de cărbuni nu depășește 30 m^3 metan pe tona de cărbune extrasă zilnic.

Totuși cantitățile de metan care se degajă la multe mine din țările amintite mai sus întrec cu mult această cifră, iar la unele mine, emanațiile ating valori de 100—150 m^3 pe tona de cărbune.

Cercetările efectuate au arătat că sursa suplimentară a emanațiilor de metan o constitue metanul conținut în stratele subțiri și exploatările de cărbune sau șisturi bituminoase, denumite însoțitori, care se găsesc în rocile din coperișul sau culcușul stratului exploatat.

Stratele de cărbune și șisturi bituminoase din coperișul stratului exploatat fiind subminate, se destind, iar prin fisurile produse în rocile din coperiș, respectiv din culcuș, metanul conținut în stratele însoțitoare pătrunde în lucrările miniere, provocînd în unele cazuri oprirea lucrului din abataje și pierderi considerabile de producție.

Pentru a se preveni acumulările periculoase de metan în mină, ca și pentru utilizarea lui drept combustibil, s-au imaginat și s-au aplicat în practică mai multe metode de captare.

Deși încercări de drenare s-au făcut cu aproape 100 ani în urmă, totuși, prima drenare sistematică a metanului s-a realizat în 1943 la mina Mannsfeld (R.F.G.), unde constatîndu-se o degajare puternică și de durată dintr-un sondaj de jos în sus, abandonat, s-a captat degajarea prin tubare, aerajul îmbunătățindu-se simțitor. Prin extinderea sistemului s-a ajuns la drenarea a 13 mil. m³ în următorii 5 ani, metanul astfel obținut fiind lichefiat la 200 at și îmbuteliat.

Metoda drenării metanului s-a răspîndit apoi cu o mare iuțeală în multe țări, ajungîndu-se în 1952 la 250 mil. m³ metan drenat. În Anglia, prima instalație a intrat în funcțiune în 1950 ajungîndu-se după 9 ani la 63 instalații iar în 1962 la 282 instalații. În Belgia, unde există de asemenea un număr mare de instalații în funcțiune, toate minele sînt drenate iar stațiile de pompare sînt conectate printr-o rețea comună exploatată de o societate care se ocupă numai de acest gen de lucrări.

În prezent, drenarea metanului este răspîndită în următoarele țări: Anglia, Belgia, R.F.G., U.R.S.S., Olanda, Franța, R.S.C., R.P.P., Austria, iar în altele, cum ar fi R.P.R., R.S.F. Iugoslavia, este în curs de introducere.

În țara noastră, primele cercetări în vederea aplicării acestui procedeu la minele din Valea Jiului au fost inițiate în anul 1955 [1].

În anul 1962, IPROMIN a proiectat „Drenarea metanului la mina Anina", în faza PA, urmînd ca proiectul de execuție și montajul instalațiilor să fie realizate într-un viitor apropiat.

Cu ajutorul operațiilor de drenare se poate îndepărta pînă la 70—90% din degajările de metan ale însoțitorilor și numai o parte din metanul necaptat (30—10%) va trece în circuitul de aeraj al lucrărilor miniere.

Prin realizarea operațiilor de drenare, scade concentrația în metan a aerului viciat din mină la limita admisă de N.T.S., creîndu-se astfel condiții favorabile de securitate a muncii și de lucru fără întreruperi în abataje, deci condiții pentru majorarea productivității muncii și a producției.

II. Forme de degajare a metanului la minele de cărbuni

Metanul care viciază aerul la minele de cărbuni poate proveni din următoarele surse:

- din pereții lucrărilor miniere, cu circuit normal de aeraj;
- din pereții lucrărilor miniere, în curs de săpare;
- din lucrările miniere de exploatare (abataje);
- din lucrările vechi indiguite.

Cele mai importante cantități de metan provin din abataje și lucrări vechi.

Din cercetările făcute rezultă că emanațiile de metan din însoțitori se produc astfel:

Exploatarea unui abataj, prin mișcările rocilor din coperiș și culcuș de care este însoțită, produce fisurarea stratelor însoțitoare, iar metanul pus în libertate iese sub presiune și emană, prin fisuri provocate de surparea coperișului și destinderea culcușului, ajungînd în frontul abatajului sau în galeria de cap a acestuia.

Fenomenele de mișcare și presiune ale rocilor, care se produc în jurul lucrărilor miniere în exploatare și provoacă emanațiile de metan, se pot rezuma pe scurt astfel:

— În cazul unei galerii (fig. 1) în jurul său se formează o linie de detentă. Rocile din coperiș nu mai sînt susținute de stratul de cărbune pentru că el a fost excavat. Dincolo de zona de detentă se găsește o zonă de supratensiune, pe care se sprijină rocile aflate deasupra galeriei. Mai în afară de această zonă se găsește zona neinfluențată, unde totul se petrece ca și cum galeria nu ar exista. Metanul care se degajă în acest caz este acela conținut în rocile din interiorul liniei de detentă.

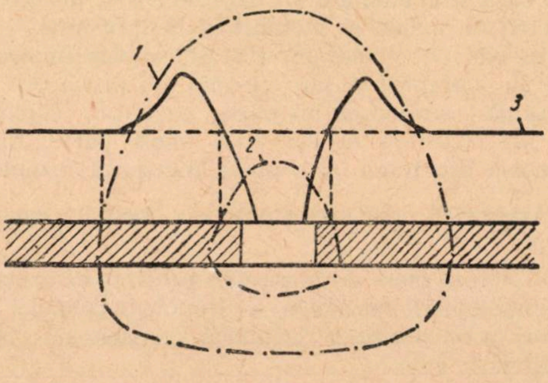


Fig. 1. Presiunea rocilor în cazul unei galerii: *1* — limita de influență; *2* — limita de detentă; *3* — presiunea normală a rocilor.

— În cazul unui abataj (fig. 2) se găsește, de asemenea, o zonă neinfluențată în fața lui

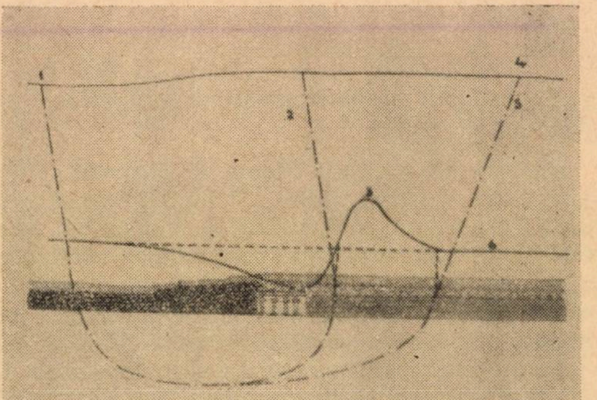


Fig. 2. Presiunea rocilor în cazul unui front de abataj: *1* — zona de prăbușire; *2* — limita de destindere; *3* — unda de presiune; *4* — suprafața; *5* — limita de influență; *6* — presiunea normală.

(la circa 100 m) apoi o zonă de suprapresiune (sau de culeu) imediat în fața abatajului, și în fine o zonă de destindere. În spatele frontului, surparea se tasează, astfel că se regăsesc presiunile normale.

— Toate stratele de cărbune sau șisturi bituminoase întîlnite în zona de detentă (de prăbușire) au tendința de a degaja metanul pe care-l conțin sub presiune.

— S-a constatat că forajele executate în galeriile de cap în fața frontului de abataj, în zona neinfluențată au ca efect presiuni mari ale metanului (cîteva zeci de atmosfere) dar cu debite mici. În zona de destindere, presiunea metanului scade la 20—30 mm col. apă, debitele crescînd foarte mult.

III. Procedee tehnice de drenare a metanului în minele de cărbuni

În prezent sînt folosite următoarele metode pentru drenarea metanului :

a. Drenarea metanului prin sonde de drenare săpate în subteran (fig. 3). În galeria de cap se forează din 10—25 m găuri de drenare, astfel încît să pătrundă în zona de detentă a rocilor din coperiș și culcuș.

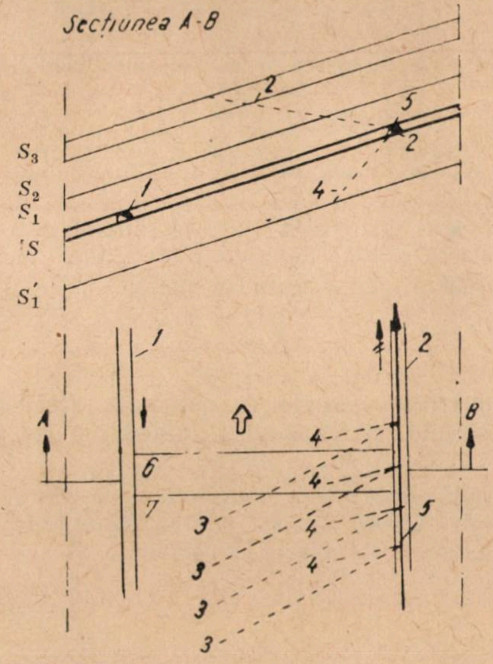


Fig. 3. Drenarea metanului prin sonde săpate în subteran :

1 — galeria de bază ; 2 — galeria de cap ; 3 — sonde de drenare din coperiș ; 4 — sonde de drenare din culcuș ; 5 — conducta de drenare ; 6 — abatajul frontal ; 7 — spațiul exploatat și surpat ; 8 — stratul exploatat ; $S_1 \ldots S_3$ — insoțitori din coperiș ; S_1' — insoțitori din culcuș. Săgețile mici indică sensul aerajului ; săgeata mare indică sensul de avansare a frontului.

Lungimea găurilor este de 30—100 m, iar diametrul de 65 mm, partea inferioară a găurii se tubează cimentîndu-se în spatele tubului. Coloana de tubaj a găurii de drenare se leagă la conducta colectoare, care este condusă prin lucrările miniere la suprafață și se găsește sub depresiunea stației de pompe de vid, montată de asemenea la suprafață.

Pe măsura avansării abatajului, sondele rămase în urmă se decuplează de la conducta de drenare.

b. Drenarea metanului prin galerii de drenare (fig. 4). În coperișul abatajului frontal, de regulă într-unul din însoțitorii din coperiș, la distanța de 20—30 m de stratul exploatat, se sapă o galerie direcțională astfel plasată încît pe măsura avansării abatajului să se găsească în zona de detentă a rocilor din coperiș. Galeria de drenare se leagă de galeria de cap prin suitori din 100 în 100 m.

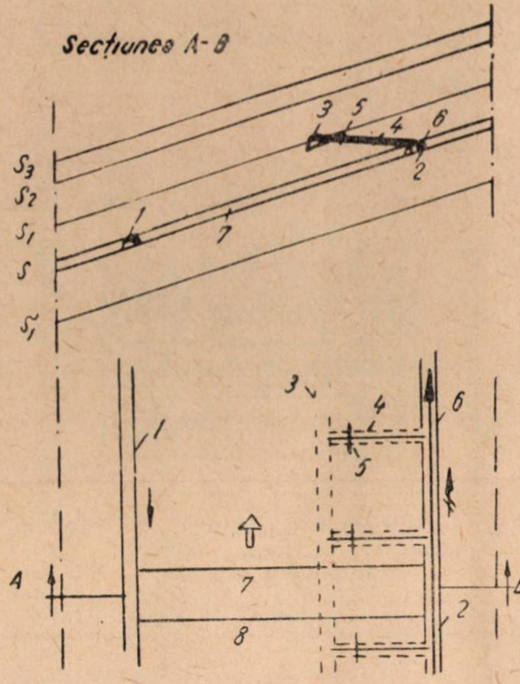


Fig. 4. Drenarea metanului prin galerii de drenare :

1 — galeria de bază ; 2 — galeria de aeraj ; 3 — galeria de drenare ; 4 — suitor spre galeria de drenare ; 5 — dig de etanșare ; 6 — conducta de drenare ; 7 — abatajul frontal ; 8 — spațiul exploatat și surpat.

Suitoarele sînt îndiguite tot prin diguri, prin care sînt trecute conducte metalice ce sînt în legătură cu conducta de drenare din galeria de cap, care ca și la metoda precedentă este legată cu stația de pompe de vid de la suprafață.

c. Drenarea metanului din spațiul exploatat, cu dirijarea coperișului, prin rambleiere parțială (fig. 5). În spațiul exploatat se rambleiază fîșii pe înclinare, de 4—5 m lățime. Culoarele nerambleiate sînt închise de ambele părți prin dopuri de rambleu. Prin dopul de rambleu amplasat lîngă galeria de cap, pătrunde în culoarul nerambleiat tubul de absorbție care se leagă la conducta de drenare.

La cele trei metode descrise mai sus, metanul care se degajă din însoţitori pătrunde prin fisurile rocilor în forajele de drenare, galeria de drenare, respectiv culoarele nerambleiate, de unde este absorbit şi evacuat prin conducta de drenare.

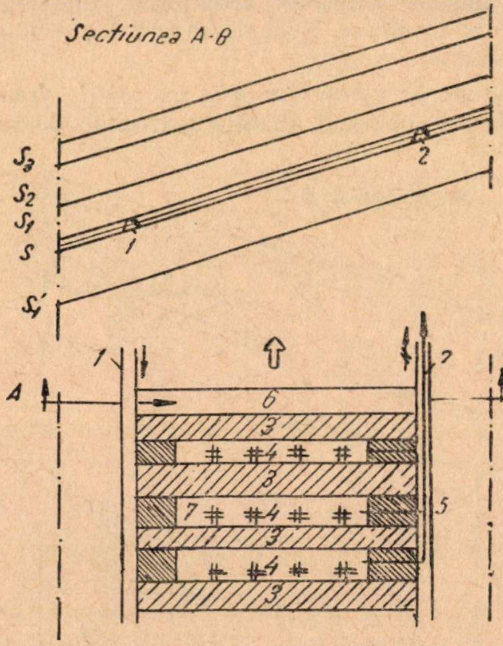


Fig. 5. Drenarea metanului din spaţiul exploatat cu dirijarea coperişului prin rambleiere parţială :

1 — galeria de bază ; *2* — galeria de aeraj ; *3* — fişie de rambleu ; *4* — culoar colector de metan ; *5* — conducta de drenare ; *6* — abatajul frontal ; *7* — stive de lemn.

d. Drenarea metanului din lucrări vechi (fig. 6). Pentru captarea metanului care se degajă din lucrările vechi, prin digurile montate în traversări pentru izolarea acestor lucrări, se introduc ţevi de absorbţie, care se cuplează la conducta de drenare din galeria direcţională a orizontului superior.

Metanul emanat din lucrările vechi, care de obicei scapă prin fisurile galeriilor şi pătrunde în circuitul de aer viciat, este astfel captat şi condus prin conducta de drenare la suprafaţă.

e. Drenarea metanului prin sonde forate de la suprafaţă. În unele bazine carbonifere din R.P.P. şi R.S.C. s-au făcut experienţe de degazare a zăcămintelor de cărbuni prin sonde forate de la suprafaţă.

Metoda constă în săparea unei reţele de sonde de la suprafaţă şi legarea lor la o conductă de drenare comună, care e cuplată la o staţie de pompe cu vid. Din puţinele date publicate, reiese că această metodă oferă posibilitatea săpării puţurilor şi a celorlalte lucrări de deschidere principale în noile cîmpuri miniere în deschidere cu emanaţii puternice de metan, în condiţii mai uşoare, pînă la stabilirea aerajului normal.

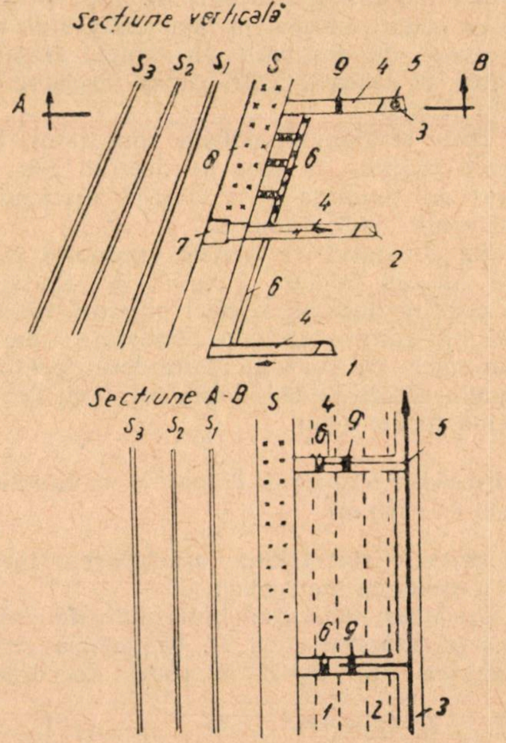


Fig. 6. Drenarea metanului din lucrări vechi :

1 — galerie de bază ; *2* — galerie de aeraj ; *3* — galerie veche de aeraj ; *4* — traversări spre strat ; *5* — conductă de drenare ; *6* — suitor de transport şi aeraj ; *7* — abataj-cameră ; *8* — spaţiu exploatat ; *9* — diguri de izolare.

Deşi această metodă ajută la săparea puţurilor în zonele cu mult metan, ea nu reduce decît în mică măsură conţinutul în metan.

★

Instalaţiile necesare la punctele de captare sînt simple şi cuprind următoarele elemente (fig. 7) :

- — vană montată la conducta de aspiraţie ;
- — tub flexibil armat, pentru protejarea conductelor la mişcarea rocilor ;

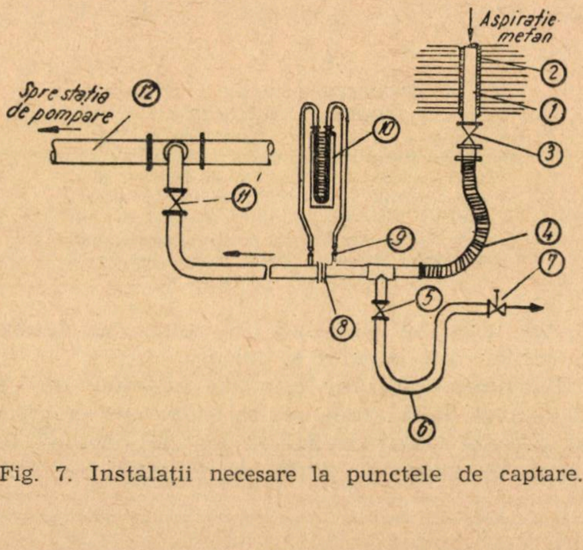


Fig. 7. Instalaţii necesare la punctele de captare.

- ramificație pentru scurgerea apei, cuprinzînd o vană, un sifon și un ventil automat de evacuare a apei;
- diafragmă sau tub Venturi și tub U pentru măsurarea debitului;
- vană la racordarea la conducta principală colectoare;
- robinet pentru luat probe.

Supravegherea instalațiilor din subteran cade în sarcina unei echipe de control care vizitează zilnic punctele de captare, luînd periodic probe pentru determinarea concentrației cu interferometrul. Precizia acestui aparat este de 0,2%. Restul mărimilor măsurate sînt debitul, depresiunea și temperatura metanului, acestea fiind determinate cu dispozitivele enumerate mai sus. Echipa de control din subteran poate comunica cu stația de pompare prin instalații telefonice.

IV. Stații de pompare a metanului

1. Scheme de funcționare și utilaje folosite în prezent. Stațiile de pompare a metanului captat au rolul de a menține în conductele de aspirație, în apropierea locurilor de captare, o depresiune de 100—500 mm c.a. și de a pompa amestecul de metan și aer la o anumită presiune spre consumatori, menținîndu-se concentrația peste o anumită limită admisă.

La proiectarea stațiilor de pompare se ține seama de pericolul de explozie care apare la scăderea concentrației metanului, limitele periculoase fiind 4—15%. De obicei, se ia ca valoare minimă admisă a concentrației 30%, cu coeficientul de siguranță 2.

Utilajele folosite cel mai des pentru pompare sînt: pompe de vid cu inel de apă, suflante centrifuge și suflante Roots. Dintre acestea, pompele de vid cu inel de apă sînt cele mai răspîndite, datorită siguranței în funcționare. Aceste pompe prezintă și dezavantaje, cum ar fi: randamentul redus (30—40%), umidificarea metanului, instalații auxiliare necesare de apă, canalizare și încălzire.

Din curbele de funcționare ale pompelor de vid cu inel de apă obișnuite, se observă că sub 20% vid, debitul începe să scadă apreciabil la această valoare fiind de 97% din debitul maxim la vid 0. Rezultă că presiunea totală nu trebuie să depășească 2 000 mm c.a. pentru o funcționare economică.

Suflantele centrifuge sau tip Roots au randament mai mare, 45% respectiv 70%, însă sînt mai nesigure în funcționare, fiind necesare materiale speciale, cum ar fi rotoare din bronz, carcase din aluminiu etc.

Schema simplificată a unei stații de pompare cu pompe de vid cu inel de apă, luînd ca exemplu instalația de drenare la mina Anina, proiectată de IPROMIN, este descrisă mai jos.

Metanul captat este introdus într-un separator și apoi într-un distribuitor, din care este aspirat de pompe, refulat într-un colector și apoi spre consumatori.

Separatorul are rolul de a curăți gazul de impurități, construcția lui fiind de tip scrubber cu inele Raschig cu peliculă de apă. La instalații cu suflante se separă și apa cu separatoare inerțiale sau cu inele ceramice (în grupe de două) cu funcționare alternativă, uscarea inelelor realizîndu-se prin încălzire cu abur.

Pentru menținerea depresiunii constante în conducta de aspirație, colectorul este pus în legătură cu distribuitorul, printr-un ventil de reglaj acționat în funcție de valoarea presiunii din distribuitor, realizîndu-se astfel un reglaj prin recirculare.

La creșterea presiunii în conducta de aducțiune peste o anumită limită (ex. 1,5 at), cu ajutorul unui robinet cu trei căi cu servomotor acționat de un manometru cu contacte, metanul intră într-o conductă de ocolire a stației, ieșind direct în atmosferă.

Fiecare pompă de vid este prevăzută cu recipientul separator respectiv. Apa este colectată într-un rezervor din care este refulată de o pompă centrifugală într-un rezervor de înălțime care alimentează pompele.

2. Protecția contra exploziilor și automatizarea funcționării instalațiilor de pompare. Pentru evitarea exploziilor, condiția esențială este menținerea concentrației peste limita admisă (în general 30%) sau încetarea funcționării stației la scăderea sub această limită.

Prima condiție se asigură cu reglajul prin recirculare și prin execuția foarte îngrijită și etanșă a instalațiilor.

A doua condiție este realizată cu ajutorul unor aparate de măsură și reglaj, în funcție de concentrație, care scot din funcțiune cîte o pompă, pînă la oprirea stației la atingerea concentrației minime admise. Aparatele folosite în acest scop sînt:

- metanometru continuu cu scala 0—100%, limita fiind de 30%;
- indicator de concentrație a oxigenului, limita fiind de 14%;
- calorimetru, limita fiind de 2 500 kcal/m^3;
- densimetru, limita corespunzătoare fiind 0,86.

Aparatele de mai sus sînt de obicei indicatoare la distanță și înregistratoare, fiind montate pe panouri într-o cameră specială a aparatelor de măsură și control, situată lîngă sala pompelor. Alte aparate necesare sînt: debitmetre diferențiale și volumetrice, înregistrator de temperatură a metanului și indicatoare locale (manometre, vacuumetre, hidrometre, termometre).

Protecția contra suprapresiunilor se realizează cu membrane de siguranță, care cedează la 0,5 ats, montate pe separator, distribuitor și colector.

Protecția contra propagării arderii în conductele instalației se realizează cu ajutorul aparatelor paraflacără, formate din site paralele din tablă ondulată de oțel de 0,08 mm, cu ochiuri de 3—5 mm. Din experiențele efectuate cu acest tip de aparate, la o concentrație a metanului de 26%, s-a constatat că sub viteza de 10 m/s flacăra trece înapoi prin paraflacără, în jurul vitezei de 10 m/s flacăra se propagă în sens contrar scurgerii gazului dar rămîne în paraflacără și peste 14 m/s flacăra nu mai trece înapoi.

Pentru oprirea și izolarea stației de rețeaua de drenare în cazul arderii metanului în conducte, se montează la fiecare aparat paraflacără cîte un termostat, în fața sitelor, care la creșterea temperaturii la 80°C comandă această operație.

Pe racordurile aparatelor de măsură se montează aparate paraflacără mici cu placă din cărămidă poroasă.

Oprirea și izolarea stației, comandată de toate dispozitivele enumerate pînă acum, se realizează automat prin oprirea motoarelor pompelor și prin închiderea unei vane electromagnetice montată la intrarea în stație. Semnalizarea opririi se face cu lămpi și hupe montate în toate încăperile stației. În camera aparatelor, pe un panou special, se indică aparatul care a produs oprirea, cu ajutorul unor lămpi.

Datorită protecției instalațiilor, care necesită automatizarea completă a stației, exploatarea este foarte simplă, fiind necesar un om pe schimb, care să supravegheze funcționarea instalației și să o repună în funcție în cazul opririi.

Consumul specific de energie electrică, raportat la debitul util de metan livrat de instalație, este de ordinul a 0,035—0,06 kWh/m^3 CH_4, valoarea mai mică corespunzînd stațiilor cu pompe Roots, iar cea superioară — stațiilor cu pompe de vid cu inel de apă.

V. Utilizarea metanului drenat

Instalațiile de drenare, avînd ca scop principal asigurarea protecției muncii în subteran prezintă în același timp avantajul economic al extracției unui debit însemnat de metan, în concentrații ce-l fac utilizabil la o serie întreagă de consumatori, printre care cei mai importanți, ce se pot găsi în apropierea stațiilor, sînt centralele termice și termoelectrice, cocserii, cuptoare, instalații de uscare, instalații de încălzire și consumatori casnici.

Refularea în atmosferă a metanului se practică numai la instalații experimentale sau în cazuri excepționale, cînd se întrerupe livrarea la consumatori și nu există posibilități de acumulare.

În cazul unui consumator apropiat, la debite mici, livrarea se face direct montîndu-se doar un separator de apă. În cazul consumatorilor mai îndepărtați, la debite mai mari intervin, în funcție de consumatori, o serie de instalații de preparare cum ar fi instalații de uscare, odorizare, recomprimare, rezervoare de acumulare.

VI. Eficacitatea tehnică și economică a drenării metanului

1. Eficacitatea drenării din punct de vedere al protecției muncii. Necesitatea și eficacitatea drenării reies clar din examinarea rezultatelor obținute cu o asemenea instalație. Spre exemplificare redăm mai jos rezultatele realizate de instalații de drenare în diverse orizonturi la unele mine din departamentul Nord-Est al Uniunii Naționale a Cărbunelui din Anglia, unde din 1957 pînă în ianuarie 1963 s-au montat 20 instalații în funcțiune în prezent, cu o producție totală medie de circa 7 000 m^3/h (tabela 1) [8].

Tabela 1

Mina	Orizontul	Debit de aeraj, m^3/h	Concentrația metanului		Condiții
			intrare	ieșire	
Barnsley	*A*	12 750	0	1,9	înainte de drenare
			0	0,65	după drenare
Barnsley	*B*	23 000	0	1,80	înainte de drenare
			0	0,80	după drenare
Barnsley	*C*	25 500	0	1,65	înainte de drenare
			0	0,65	după drenare
Barnsley	*D*	30 600	0	1,60	înainte de drenare
			0	0,65	după drenare
Barnsley	*E*	30 600	0	1,80	înainte de drenare
			0	0,55	după drenare
Haighmoor	*F*	17 000	0	1,90	înainte de drenare
			0	0,85	după drenare
Parkgate	*G*	21 300	0,2	1,80	înainte de drenare
			0,05	0,90	după drenare
Parkgate	*H*	34 000	0,25	1,10	înainte de drenare
			0,10	0,65	după drenare
Thorncliffe	*I*	12 000	0	1,65	înainte de drenare
			0	0,45	după drenare
Beeston	*J*	35 700	0,2	0,50	înainte de drenare
			0	0,25	după drenare

Tabela 2

Orizont	Debit de aeraj m³/h	Concentraţia metanului în anumite poziţii de-a lungul frontului					Condiţii
		intrare	$\frac{1}{4}$ distanţă	$\frac{1}{2}$ distanţă	$\frac{3}{4}$ distanţă	ieşire	
A	23 000	0	0,25	0,50	1,00	1,45	înainte de drenare
		0	0,25	0,35	0,55	0,70	după drenare
B	30 600	0	0	0,30	1,00	1,45	înainte de drenare
		0	0	0,05	0,25	0,50	după drenare
C	21 300	0,25	0,25	0,30	0,45	0,75	înainte de drenare
		0,05	0,10	0,15	0,20	0,25	după drenare
D	34 000	0,30	0,30	0,40	0,55	0,70	înainte de drenare
		0,10	0,30	0,35	0,50	0,50	după drenare

Se constată că prin aplicarea drenării s-a ajuns pînă la reducerea totală a concentraţiei la intrare şi reducerea cu 72,7% a concentraţiei de metan la ieşire.

Un exemplu de reducere a concentraţiei în abataje prin drenare la mina Barnsley poate fi urmărit în tabela 2 [8].

Se observă reducerea concentraţiei pînă la 84% la jumătate de distanţă şi pînă la 65,5% la ieşire.

Rezultatele obţinute, precum şi faptul că aceste instalaţii pot fi complet automatizate, prezentînd astfel siguranţă în funcţionare, explică extinderea rapidă a acestui procedeu.

Interesant de menţionat este faptul că în prezent se folosesc în R. S. Cehoslovacă şi instalaţii mici mobile, la lucrări de înaintare. Aceste instalaţii folosesc depresiuni mai mari de ordinul a 500—1 000 mm c.a.

2. *Eficacitatea economică a drenării.* Valorificarea metanului captat face ca instalaţiile de drenare să devină şi economice.

În general, oportunitatea unei instalaţii de drenare se stabileşte prin comparare tehnico-economică cu soluţia amplificării instalaţiilor de aeraj, la acelaşi efect de scădere a concentraţiei. În ceea ce priveşte preţul de cost al metanului, deşi acesta este un factor secundar, în funcţie de distanţa de zonele de exploatare a gazelor naturale, el poate fi inferior costului acestora.

VII. Perspectivele drenării metanului în ţara noastră

Aplicarea metodei drenării metanului pe o scară mai largă la minele de cărbuni din R.P.R. va aduce cu sine o serie de avantaje economice ce nu pot fi neglijate, cum ar fi reducerea cheltuielilor de investiţii şi rentabilitatea instalaţiilor. Necesitatea aplicării drenării se va face simţită din ce în ce mai mult, cu cît se vor exploata strate din ce în ce mai adînci, degajările de metan devenind mai mari şi mai greu de diluat cu instalaţii de aeraj în limite tehnico-economice acceptabile.

Considerăm că printr-un studiu tehnico-economic de perspectivă s-ar putea determina oportunitatea instalaţiilor de drenare la minele de cărbuni din R.P.R., prevăzîndu-se montarea din timp a instalaţiilor. În acest fel, minele din ţara noastră vor fi dotate cu instalaţii moderne la nivelul tehnicii mondiale, oferind pe de o parte o deplină securitate a muncii în subteran şi în plus un aspect nou şi interesant de valorificare rentabilă a unei surse energetice.

BIBLIOGRAFIE

[1] Paki, E. : *Metode noi de combatere a metanului şi posibilitatea aplicării lor în minele din Valea Jiului.* Revista Minelor, nr. 10, 1956.

[2] Alidzaev, E. D. : *Montajul şi exploatarea instalaţiilor de degazare la mine.* Ugletehizdat, Moscova, 1957.

[3] Itz, G. N. şi Mass, W. : *Protection d'une installation de captage de grisou.* Revue de l'industrie minérale, nr. 3, 1957.

[4] Mass, W. şi Quaden, P. : *Essai et emploi de paraflammes destinés à une installation de captage de grisou.* Revue de l'industrie minérale, nr. 3, 1957.

[5] Wera, A. : *La protection des bruleurs à grisou.* Annales des Mines de Belgique, nr. 10, 1957.

[6] Sutton, J. : *Surface Equipment for Methane Drainage and Utilization in North Staffordshire.* The Mining Electrical and Mechanical Engineer, nr. 461, 1959.

[7] *** *Probleme teoretice ale degazării stratelor de cărbuni.* Gosgortehizdat Moscova, 1963.

[8] Morris, I. H. : *Firedamp drainage.* The Mining Electrical and Mechanical Engineer, nr. 507, 1963.

◆

Pf 222/65
LEFORDITVA

Prevenirea și lichidarea focurilor subterane la minele de cărbune

Ing. *R. BĂLTĂREȚU*,
ing. *S. NIȚĂ*,
ing. *I. TOMUȘ*

Asigurarea condiţiilor optime de lucru, privitoare la securitatea oamenilor, buna desfășurare a procesului tehnologic și exploatarea raţională a zăcămintelor, este una din problemele de bază ale mineritului, care constituie o preocupare de seamă a personalului tehnico-ingineresc din industria minieră.

În rîndul acestor probleme se încadrează și măsurile care se iau pentru prevenirea, combaterea și lichidarea focurilor subterane. Experienţa de pînă acum arată că eforturile depuse în acest scop trebuie să facă parte integrantă din activitatea de zi cu zi a întregului personal din industria minieră.

În industria minieră din ţara noastră au fost luate măsuri în privința utilării unităților miniere și a stabilirii sarcinilor concrete care le revin lor și personalului în subordine, în scopul evitării apariţiei focurilor și incendiilor subterane. Rezultatele obţinute au fost bune.

Lucrările efectuate la minele din Valea Jiului în ultimii ani au scos în evidenţă posibilitatea aplicării unor metode moderne de lichidare a focurilor, dintre care aplicarea înnămolirii, etanșarea digurilor cu elastomeri, studierea aerajului zonelor închise au dat rezultate promiţătoare, ce permit aplicarea lor în continuare, în condiţii care să asigure securitatea muncii și recuperarea cît mai economică a rezervelor din zonele indiguite.

În cele ce urmează se prezintă realizări, precum și unele probleme de perspectivă în ceea ce privește aplicarea metodei înnămolirii.

I. Stingerea focurilor prin înnămolirea zonei incendiate

Înnămolirea constituie una din metodele principale de lichidare și combatere a focurilor subterane în ţările cu o tehnică dezvoltată.

Metoda constă în izolarea focarului incendiului sau a regiunii respective cu diguri, introducîndu-se apoi nămol — un amestec de apă și material solid (25—30% nisip, 70—75% argilă) [3].

La alimentarea cu nămol a zonei are loc umplerea fisurilor din cărbunele tăiat și pilierii de cărbune, precum și din rocile înconjurătoare, încetînd astfel accesul aerului în focar. O importanţă deosebită la înnămolire o are răcirea cu apă a masei de cărbune și a rocilor încălzite. De asemenea, cu ajutorul nămolului se poate stinge nemijlocit focul.

La înnămolirea zonei de foc se produce și colmatarea bucăţilor de cărbune care umplu spaţiul exploatat cu o peliculă de argilă ce împiedică oxidarea cărbunelui și servește drept barieră care oprește întinderea ulterioară a focului [7].

Metoda înnămolirii se aplică la stingerea focurilor subterane care izbucnesc în spaţiul exploatat, în lucrările vechi, în următoarele cazuri :

a — cînd focurile sînt inaccesibile pentru stingerea prin metode active și comunică cu suprafaţa prin fisuri, sau cînd nu se poate stinge focul numai prin izolare ;

b — la focurile de lungă durată și persistente ;

c — cînd este necesar să se creeze bariere sigure și pentru o perioadă îndelungată care să separe focul de lucrările miniere existente.

În bazinul Kuzbas (U.R.S.S.) metoda înnămolirii cu ajutorul sondelor forate de la suprafaţă se aplică la stingerea focurilor care apar în spaţiul exploatat la orizonturile superioare, care comunică cu suprafaţa prin fisuri, cît și în unele cazuri cînd focul nu poate fi stins repede prin metoda izolării.

În prezent, în U.R.S.S. stingerea focurilor prin înnămolire este metoda cea mai întrebuinţată, fiind generalizată în multe bazine cu focuri izbucnite în spaţiul exploatat care comunică cu suprafaţa. Focurile se pot stinge prin umplerea parţială a golurilor din zona indiguită pentru focurile noi, iar în cazul focurilor vechi umplerea golurilor se face complet.

În multe cazuri se aplică și înnămolirea preventivă (U.R.S.S., R.S.C.).

*

Înnămolirea zonei de foc într-un caz concret s-a aplicat în baza unui proiect întocmit de C.C.V.J. și S.C.S.M.-Petroșeni [13]. Pentru introducerea pulpei s-au forat găuri de sondă cu o lungime totală de 600 m, în *evantai*, fiind amplasate pe două rînduri, dintre care primul orizontal, iar al doilea ușor înclinat în sus (fig. 1). Găurile de sonde au fost tubate. Pentru o aceeași gaură diametrul a variat între 165 mm, 97 mm și 75 mm. Pe lîngă cimentarea primilor 8 m, găurile au fost asigurate împotriva aruncării coloanei sub efectul presiunii noroiului (pompele folosite realizau presiunea de 20—40 at).

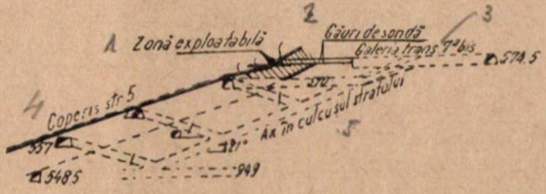


Fig. 1.

Materialul ales pentru realizarea pulpei s-a procurat dintr-o carieră, transportul executîndu-se cu vagonetul atît la suprafață cît și la locul de amplasare în subteran a stației de preparare și pompare a pulpei.

Coeficientul de înnămolire preconizat în proiect a fost satisfăcător. Diametrul 0,8% din spațiul exploatat aferent zonei de foc. Introducerea pulpei s-a făcut de la sondele exterioare spre centru. În timpul executării lucrărilor de foraj s-au rambleiat zonele învecinate, scurgerea apelor s-a asigurat prin țevi montate în diguri, unde era efectuat și controlul debitelor de apă. Controlul gazelor s-a făcut în permanență prin țevile digurilor de expirație.

Lucrările de injectare a pulpei au durat circa 19 luni (1960—1961). În această perioadă într-un număr foarte mare de schimburi, înnămolirea propriu-zisă a fost întreruptă din diverse motive tehnico-organizatorice. În medie s-au injectat circa 48 m^3 pulpă pe zi, luîndu-se în considerare numai zilele în care s-a lucrat efectiv. Ritmul de injectare a fost mult inferior celui proiectat. În ceea ce privește concentrația realizată (1:7) deși a fost inferioară celei preconizate poate fi considerată mulțumitoare avînd în vedere valorile menționate în literatură ca acceptabile (în funcție de condiții variază între 1:10 și 1:9).

În zona de foc s-a introdus cu circa 45% argilă mai mult decît cantitatea proiectată (coeficientul real de colmatare a spațiului indiguit fiind 15,4%).

La 3 luni după terminarea înnămolirii s-a procedat la redeschiderea zonei de foc. Pentru a se prevenit pătrunderea argilei sau apei (eventual acumulate), în lucrările curente, în toate fronturile de redeschidere s-au forat cîte 2 găuri de sondaj avansate permanent față de front cu 4—6 m.

De asemenea, pe căile de acces s-au pregătit diguri, atît pentru a preveni erupțiile de apă cît și pentru a se reînchide rapid zona, dacă focul ar fi reizbucnit. La redeschiderea zonei s-a constatat că toate golurile, pînă la cele mai mici fisuri, au fost umplute cu argilă fină sub presiune, astfel încît argila a îmbrăcat toate suprafețele libere, împiedicînd accesul aerului.

Temperatura rocilor a fost scăzută, iar probele de argilă colectate din depuneri au avut un conținut permanent de 30% H_2O.

Focul a fost deci complet stins și lucrul s-a continuat normal.

Se știe că operațiile de înnămolire sînt destul de costisitoare, însă ele devin rentabile atît prin succesul pe care-l asigură în lupta cu focurile declarate, cît și în cadrul măsurilor preventive.

Din experiența acestei prime operații de înnămolire aplicată în țara noastră trebuie să se tragă concluzia că metoda de combatere expusă este deosebit de eficace și dă rezultate bune în condițiile cînd toate celelalte metode s-au dovedit neeficace.

Cu toată lipsa de experiență în acest domeniu și cu toate condițiile dificile impuse de înnămolirea din subteran, în final cheltuielile cu înnămolirea au fost în limitele prevăzute în literatura de specialitate din alte țări.

Față de această experiență s-a trecut la evaluarea posibilităților de aplicare a acestor metode și în alte cazuri.

II. Propunere pentru lichidarea unui foc prin aplicarea înnămolirii de la suprafață

Existența unui foc subteran vechi în spațiul exploatat, legat direct cu suprafața prin fisuri, a întîrziat exploatarea rezervelor dintr-un cîmp minier, ducînd la o denivelare de peste 60 m în cadrul aceluiași strat. Valorificarea rezervelor acestui cîmp, în condiții optime de securitate a muncii și a procesului tehnologic, necesită lichidarea zonei incendiate. În urma cercetării documentației existente s-a stabilit poziția zonei incendiate și faptul că lucrările de deschidere și pregătire au fost efectuate în strat, iar exploatarea în trecut s-a făcut cu abatajecameră, cu felii orizontale ascendente și rambleierea spațiului excavat (fig. 2 și 3).

În descrierea scurtă a exploatării minelor de cărbuni „Valea-Jiului de Sus" din anul 1925, se arată că în această perioadă la fosta mină Terezia în stratul III se făceau numai lucrări de curățire și asanare a focurilor. În cursul acestor operații de combatere și lichidare a focurilor în ziua de 2 mai 1919 a avut loc un accident colectiv, în urma căruia și-au pierdut viața șapte oameni în frunte cu inginerul șef al minei. Din relatări verbale și din unele documente reiese că în realitate cauzele acestui accident colectiv reprezintă un exemplu de folosire a apei în condiţiile necorespunzătoare pentru stingerea unui foc (a fost aruncat un jet de apă în mijlocul focarului ; concomitent a avut loc o surpare care a cauzat expandarea vaporilor de apă fierbinţi către locul unde se aflau accidentaţii ; aceştia au respirat vapori de apă fierbinţi care le-au provocat arsuri pe căile respiratorii, ducînd la decesul lor după cîteva ore de la producerea accidentului). În această zonă focurile au fost active datorită următorilor factori :

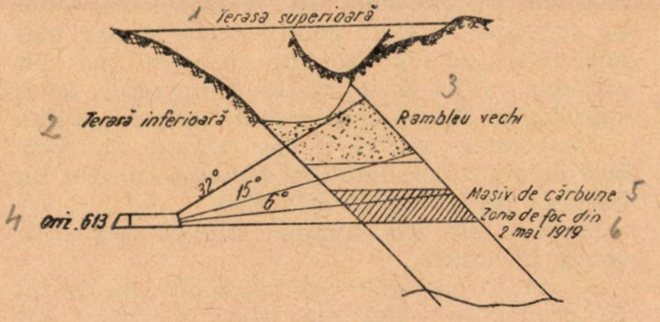


Fig. 2.

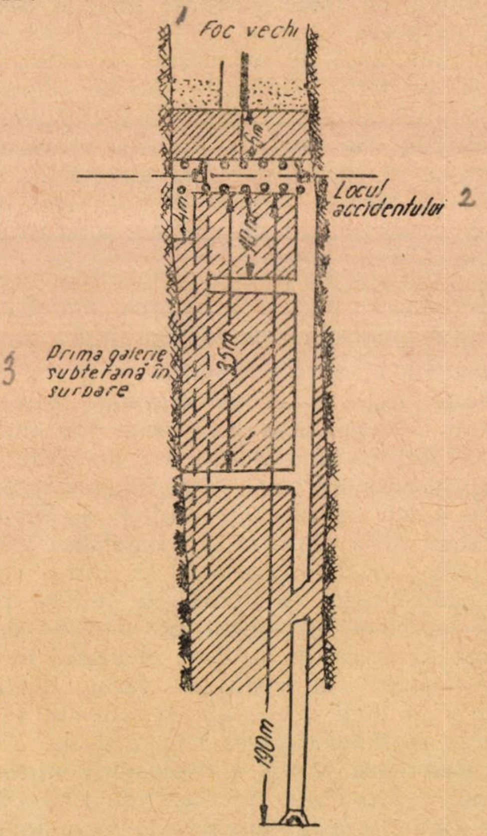


Fig. 3.

1 — în pîlnia de scufundare creată prin exploatarea la zi a stratului III, s-a făcut haldarea sterilului ; halda a ars continuu, iar în anul 1911 datorită unor ploi torenţiale s-a produs o explozie ;

2 — exploatarea stratului III se făcea ascendent, cu umplerea golului excavat cu rambleu amestecat cu praf de cărbune (extragerea cărbunelui se făcea preferenţial, fiind comercializate numai sorturile mari) ;

3 — în anii 1912—1919 s-au produs precipitaţii abundente, lucrările fiind aproape de suprafaţă, s-au creat presiuni mari, care au fisurat masivul de cărbune şi au dat posibilitate focurilor vechi să coboare în abatajele în exploatare ;

4 — lucrările de deschidere şi pregătire erau făcute nemijlocit în strat.

A. STADIUL ACTUAL AL FOCULUI

Pînă la data cercetărilor efectuate de S.C.S.M.-Petroşeni (1961) nu existau date referitor la stadiul de evoluţie a focului ; de asemenea, datorită situaţiei topografice speciale, nu s-a putut face urmărirea corespunzătoare a indicilor de evoluţie (focul nu este limitat de lucrările miniere sau diguri de unde s-ar putea colecta probe de gaze, nu există nici o lucrare veche sau nouă care să poată constitui o cale de acces pentru personal în apropierea zonei de foc).

Zona incendiată s-a extins pe o direcţie, pe o distanţă de circa 250—300 m (la suprafaţă rocile din culcuşul şi coperişul stratului sînt puternic calcinate).

La suprafaţa zăcămîntului, în regiunea focului, se disting şi în prezent două zone active : una în partea vestică a blocului (care se dezvoltă pe o direcţie), pe o lungime de circa 25,4 m, şi alta în partea estică, unde gazele ies la suprafaţă prin fisuri pe o distanţă de circa 70 m. Temperatura rocilor la suprafaţă variază între 73 şi 273°C. Prin fisurile de la suprafaţă focul este alimentat în mod continuu cu aer proaspăt şi H_2O din precipitaţii. Gazele de ardere nu se acumulează în focar sau în zona incendiată, ci ies prin fisuri la suprafaţă, datorită tirajului creat de depresiunea focală.

Din fisurile observate în zona coperişului stratului s-au colectat probe de aer a cărui analiză a indicat prezenţa gazelor specifice arderii cărbunelui (CO_2, CO şi CH_4).

În urma analizării probelor s-a constatat, în multe cazuri, prezenţa oxigenului în cantităţi remarcabile (tabela 1). Acest fapt poate fi pus pe seama a două cauze [11] :

— viteza mare de scurgere prin focar a aerului ;

Tabela 1

Gazele de ardere şi temperatura lor măsurată la suprafaţă

Locul de măsurare	Temperatura, °C	CO_2	O_2	CH_4	CO
Punctul 1	176	5,24	13,15	3,82	0,02101
Punctul 2	273	5,83	13,00	0,25	0,0191
Punctul 3	132	1,82	18,72	0,31	0,01624
Punctul 4	221	5,65	14,35	0,61	0,01681
Punctul 5	193	7,16	12,23	0,28	0,03876
Punctul 6	112,5	3,87	16,67	0,24	0,01868

— scurtcircuitări prin rețeaua de fisuri cu aer proaspăt.

B. CONDIȚIILE CARE IMPUN LICHIDAREA ZONEI DE FOC

Concomitent cu exploatarea blocurilor de la extremitățile cîmpului minier se impune ca o necesitate din ce în ce mai actuală exploatarea blocurilor centrale pentru a se rezolva problema denivelărilor.

Denivelările dintre blocuri și sectoare sînt puncte propice pentru apariția focurilor și creează dificultăți foarte mari în ceea ce privește exploatarea, transportul și aerajul.

Exploatarea concomitentă a blocurilor în cadrul minei face posibilă folosirea unei rețele centralizate de transport, reducerea numărului lucrărilor miniere care trebuie întreținute, ușurează supravegherea, simplifică rețeaua de aeraj, reduce prețul de cost.

Blocurile respective nu pot fi exploatate în condiții de perfectă siguranță fără o prealabilă lichidare a zonei incendiate amintite mai sus.

Exploatarea în această zonă fără a se face în prealabil lucrări de asanare ar duce la pierderi mari de rezervă, întrucît pilierul de cărbune ce se va lăsa trebuie să asigure o securitate perfectă din punctul de vedere al accidentelor umane cît și din punct de vedere al prevenirii accidentelor tehnice.

Pe de altă parte, menținerea unei zone incendiate deasupra spațiului exploatat, în vecinătatea suprafeței, poate cauza neajunsuri în exploatare.

C. POSIBILITĂȚI DE LICHIDARE A ZONEI INCENDIATE

În cadrul analizării posibilităților de lichidare a focului în cazul dat, pot fi luate în considerare următoarele variante:

1 — atacarea directă a focului;

2 — retezarea stratului fără lichidarea focului;

3 — injectarea de gaze inerte în zona incendiată;

4 — înnămolirea zonei incendiate cu următoarele subvariante:

- *a* — înnămolirea zonei incendiate din subteran și retezarea stratului de circa 10 m sub orizontul 614 m (fig. 4).
- *b* — înnămolirea zonei incendiate de la suprafață sau din subteran și curățirea completă a zonei incendiate între orizonturile 773 și 614 m;
- *c* — înnămolirea zonei incendiate de la suprafață și retezarea stratului la circa 10 m sub orizontul 614 m (fig. 5 și 6).

În baza analizei amănunțite a metodelor expuse s-a constatat că pentru lichidarea focului cea mai potrivită este varianta 4 în subvarianta c.

Metoda constă în forarea găurilor de sondă de la suprafață. Forarea urmează să se facă cu două sondeze concomitent, începînd de la extremitățile zonei către centru, prin metoda învăluirii.

Întrucît există posibilitatea ca nu toate sondele să întîlnească goluri cît și pentru a cuprinde întregul panou în adîncime, între orizonturile 614—660 m se vor fora găuri în evantai în planuri verticale diferite (fig. 6).

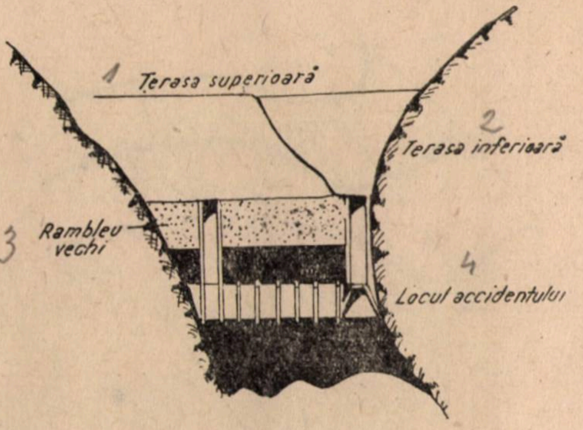


Fig. 4.

Pentru drenarea apelor din galeria de la orizontul 614 m, care va servi pentru transport și aeraj în cadrul exploatării viitoare a acestor blocuri, se va fora din fiecare transversală cel puțin cîte o gaură de sondă (fig. 4).

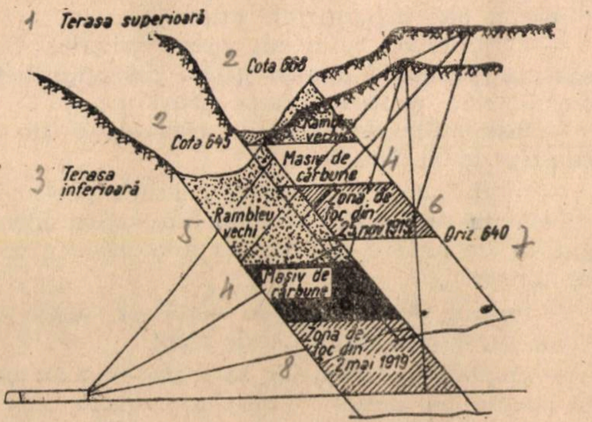


Fig. 5.

Avînd în vedere dezvoltarea mare a focului pe direcția stratului cît și fisurile multiple cu care este legat cu suprafața, introducerea substanțelor antipirogene în zona incendiată ar duce la creșterea eficacității metodei.

Ca antipirogeni se pot folosi suspensii de calcar, var, cretă sau suspensii slabe de argile și bauxite, acidulate cu acid sulfuric. Încercările de laborator au stabilit că cel mai eficient antipirogen este laptele de var $Ca(OH)_2$ [7].

Dacă se adaugă la apă 1% hidroxid de calciu, se neutralizează proprietățile sale catalitice. Aceasta permite lărgirea considerabilă a domeniului de folosire a apei și la stingerea focurilor endogene.

La stingerea focurilor prin sonde, concentrația de $Ca(OH)_2$ în soluție poate fi mărită pînă la 5—10%.

Introducerea antipirogenilor urmează a se efectua în ordinea următoare: la început, pentru răcirea sectorului cu foc, se pompează în focarul incendiului numai apă cu antipirogeni iar apoi se execută operația de înnămolire cu material inert.

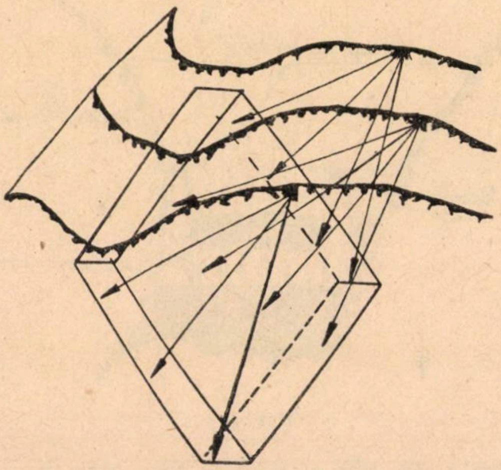


Fig. 6.

Aplicarea metodei de înnămolire de la suprafață, combinată cu tratarea focului cu antipirogeni, are următoarele avantaje:

— lucrările de foraj pot începe imediat, fără săparea prealabilă a unor galerii direcționale și transversale pentru forarea găurilor;

— instalațiile de foraj nu trebuie să fie în construcție antigrizutoasă;

— forajul de la suprafață înlătură pericolele prezentate de forajul în subteran (pătrunderea gazelor de ardere în lucrarea minieră din care se forează);

— forajul descendent cu noroi ar putea învinge presiunea vaporilor de apă;

— amplasarea forajelor se poate face în multe puncte pe direcția stratului, nefiind nevoie de lucrări speciale (nișe, galerii direcționale, galerii transversale);

— operația de forare de la suprafață este mult mai ușoară.

Aplicarea metodei este justificată de faptul că nu se poate conta la o stingere a focului prin indiguire, ca urmare a imposibilității izolării corespunzătoare a zonei cît și de faptul că nu este posibilă atacarea directă a focului.

Coperișul stratului este format din roci puțin friabile care se rup în blocuri mari, condiție care permite o bună infiltrare a nămolului prin spațiul exploatat.

Pe de altă parte, adîncimea mică la care se află focul permite înnămolirea de la suprafață, ceea ce ușurează foarte mult efectuarea lucrărilor de foraj și de prelucrare a pulpei.

Metoda este cu atît mai indicată cu cît cercetările și istoricul focului arată că în zona respectivă cărbunele este predispus la autoaprindere, fiind activat de temperatura creată în focar.

Experiența căpătată la prima înnămolire executată în țară, precum și experiența citată în literatura de specialitate în acest domeniu, reprezintă fapte care îndreptățesc să se sconteze pe reușita acțiunii.

În urma unor calcule economice aproximative, aplicarea metodei înnămolirii duce la creșterea prețului de cost al cărbunelui extras din blocurile respective. Această cheltuială este relativă, reprezentînd în ansamblu o economie datorită faptului că prin exploatarea blocurilor fără aplicarea metodei mai sus menționate, se poate compromite redeschiderea zonei (transmiterea focului în adîncime, necesitatea părăsirii unei rezerve apreciabile, pericole etc).

Colmatarea focului existent oferă condiții sigure de lucru, contribuind la eficiența economică a exploatării blocurilor respective.

Cheltuielile de înnămolire se pot considera ca neînsemnate dacă se ține cont de avantajele pe care le creează aplicarea metodei: valorificarea unei rezerve importante, lichidează denivelările, lichidează complet zona de foc, lucrările de deschidere, pregătire și exploatare se pot executa în condiții normale.

BIBLIOGRAFIE

[1] *** *Instrucțiuni pentru prevenirea, combaterea și lichidarea focurilor subterane în minele de cărbuni.* M.M.E.E., 1960.

[2] Budryk, W.: *Focuri și explozii subterane. W.G.H.*, Katowice, 1956.

[3] Bystrom, H.: *Stingerea focurilor subterane.* GIG-1954.

[4] Hofbauer, I. și Sebor, G.: *Metode noi de combatere a focurilor subterane.* Uhli, nr. 7, 1956.

[5] Bredebruch, E.: *Combaterea focurilor de mină.* Glückauf, **90**, 1954.

[6] *** *Gornoe delo* nr. 6, Moscova, 1956.

[7] Bîkov, N.: *Focuri de mină.* Moscova, 1951.

[8] Buzikov, M.: *Proprietățile materialelor întrebuințate pentru înnămolire.* Moscova, 1953.

[9] *** *Etanșarea digurilor cu elastomeri.* S.C.S.M. — Petroșeni, 1958.

[10] Iușan, V. ș.a.: *Etanșarea digurilor cu elastomeri.* Revista Minelor, 1960.

[11] Budryk, W.: *Depresiunea calorică.* Krakow, 1953.

[12] Budryk, W.: *Inversarea curenților de aer în timpul focurilor.* Katowice, 1954.

[13] Iușan, V. și Giuclea, Gh.: *Aplicarea înnămolirii la una din minele din Valea Jiului.* Revista Minelor, nr. 4, 1964, p. 179—186.

Modernizarea exploatărilor de sare din R.P.R.

Ing. *GH. PALADE*

Sarea constituie una din materiile prime de bază ale industriei chimice fără de care nu se poate închipui civilizaţia modernă. Consumul de sare este un indicator al puterii industriale. Din cele 140 produse chimice-cheie din lume, 80 au la bază sarea.

Zăcămintele de sare din R.P.R. formează o importantă bogăţie minerală a ţării, alături de petrol şi gaze naturale; numărul masivelor cunoscute pînă acum este de circa 240 (în S.U.A. de 120 şi 50 în R.F.G.). Cu toate acestea, ţara noastră contribuie cu numai 1,2% la producţia mondială de sare, în care deţinem locul al 13-lea, cel mai mare producător fiind S.U.A. cu circa 23 milioane t/an.

Producţia de sare realizată la noi în anul 1962 a fost de circa 1,5 mil. tone. Creşterea producţiei a avut loc în anii puterii populare, de cînd industria chimică a luat un avînt deosebit, producţia mărindu-se de peste 3,5 ori faţă de 1950. Din producţia anului 1962 s-a consumat în ţară circa 1,18 mil. tone (80%) şi anume circa 900 mii tone pentru industrie şi circa 284 mii tone pentru nutriţie. Exportul de circa 301 mii tone (20%) reprezintă o creştere de circa 2,6 ori faţă de 1950. Cel mai mare consumator din ţară este Ministerul Industriei Petrolului şi Chimiei, pentru care în anul 1962 s-au livrat circa 798 mii tone sare în soluţie şi circa 55 mii tone sare gemă.

Exploatarea sării în R.P.R. datează de milenii. În prezent sînt şapte saline în funcţiune şi anume: una pentru sare obţinută prin evaporare (Cacica), trei pentru sare gemă (Slănic, Ocna Dej, Praid), două pentru sare în soluţie (Ocna Mureş, Ocnele Mari) şi una pentru sare-gemă şi în soluţie (Tg. Ocna). Se exportă numai sare gemă de la Slănic şi Ocna Dej; în mică proporţie mai contribuie şi salinele Praid şi Tg. Ocna la export. Sorturile exportate în mod curent sînt: sare bulgări (40%) şi sare măcinată (60%).

Metoda de exploatare pentru sare gemă este aceea în camere mari trapezoidale, cu o înălţime de 50 m şi lăţime de 35 m; metoda aceasta se aplică numai la salinele noastre, fiind introdusă de 250 ani. În ceea ce priveşte sarea în soluţie, se aplică un procedeu de tehnică nouă.

O bună valorificare a masivelor noastre de sare, atît pentru nevoile interne în continuă creştere, cît şi pentru export, necesită atingerea următoarelor obiective esenţiale:

— obţinerea unor produse de calitate;

— reducerea preţului de cost;

— exploatarea raţională a rezervelor din zăcămînt.

Trebuie explorate masive în zona exploatărilor actuale pentru amplasarea cîmpurilor noi, precum şi un masiv în zona de sud-vest a ţării spre a reduce costul transportului sării în această zonă.

Producţia viitoare de sare gemă trebuie să fie dată de un număr redus de unităţi, cu un profil mare, pentru a se putea obţine un cost minim. Unităţile de producţie de sare în soluţie rămîn legate de combinatele chimice respective.

Metoda actuală de exploatare în camere mari trebuie să fie înlocuită prin metoda de exploatare în camere mici, cunoscută sub numele de metoda cu camere şi pilaştri (8—16 m), aplicată la minele de sare din S.U.A., Canada şi Anglia. Această metodă, diferită de cea europeană în camere mici, prezintă următoarele avantaje:

— creşterea coeficientului de extracţie la 40—70%;

— continuarea exploatării pe toată grosimea masivului;

— lipsa lucrărilor de pregătire;

— realizarea unui orizont fix de transport şi extracţie.

Metoda se poate aplica şi la salinele din R.P.R. numai în cazul desfiinţării sortului de sare bulgări. Această condiţie se poate realiza uşor la salinele care produc sare pentru consumul interior unde sarea bulgări se înlocuieşte cu sarea brichetată. În cazul unităţilor afectate pentru export de sare sub formă de bulgări, metoda cu camere mici nu poate fi aplicată, deoarece granulaţia materialului obţinut în abataj este prea mică. Rămîne ca la aceste unităţi fie să se menţină metoda actuală, fie să se livreze la export numai sare măcinată.

De menţionat că metoda de exploatare cu camere mici tip european, aplicată la noi la Ocna Mureş, prezintă aceleaşi avantaje ca mai sus, afară de acela al lucrărilor de pregătire, care ocupă un volum mare ca şi la camerele mari. În plus, mecanizarea nu se poate face cu aceeaşi simplicitate şi economie ca la metoda americană.

Un preţ de cost redus cere o mecanizare totală a operaţiilor de producţie minieră. Metoda, ca şi zăcămîntul, se pretează la această mecanizare; se aplică uşor în cazul camerelor mici şi ceva mai greu la camere mari.

Introducerea mecanizării integrale cu utilaje speciale va avea ca rezultat creşterea apreciabilă a productivităţii muncii şi reducerea corespunzătoare a preţului de cost.

O măsură de raţionalizare o constituie şi înlocuirea explozivului actual (astralita) cu un amestec de azotat de amoniu şi 5% motorină.

În ceea ce priveşte metoda de exploatare pentru sarea în soluţie, obţinută prin dizolvare în sonde, aceasta este o cucerire a tehnicii noi şi se aplică la Ocna Mureş, Ocnele Mari şi Tg. Ocna. Sondele în exploatare au un diametru de dizolvare de circa 40 m şi o capacitate de 6 t/h. Perfecţionările realizate la această metodă sînt următoarele:

— mărirea diametrului la 100 m cu o creştere a capacităţii pînă la 400%;

— exploatarea în trepte mari, cu cap fix de sondă şi o mişcare a coloanelor la 3—6 luni în loc de 2 ori/zi, ca în situaţia actuală;

— înlocuirea turlelor fixe cu agregate de intervenţie mobile.

Aplicarea acestor măsuri va duce la o scădere sensibilă a preţului de cost al producţiei.

La proiectarea şi realizarea instalaţiilor noi de preparare a sării trebuie să se adopte următoarele măsuri:

— sfărîmarea într-o singură treaptă, prin introducerea concasoarelor cu impact;

— realizarea unor site necolmatabile, prin încălzirea sitei şi temperatură ridicată în interior;

— desprăfuire avansată pe tot traseul procesului de preparare;

— însilozare fără aglomerarea sării, folosind vibratoare speciale;

— automatizarea şi controlul operaţiilor;

— încărcarea mecanizată a produselor.

Instalaţiile noi de preparare trebuie să cuprindă şi utilajele necesare de brichetare a prafului de sare, praf care azi fie că se pierde, fie că se amestecă în produsul comercializat pe care-l degradează. Brichetarea sării este o sarcină care se impune cu deosebire acum, în campania zootehnică de dezvoltare a şeptelului. Aplicarea sării sub formă de brichete în nutriţia animalelor este singura cale de introducere a microelementelor nutritive sau vindecatoare în corpul animalelor, cu ajutorul cărora se poate majora cantitatea de carne, lînă şi lapte la bovine şi ovine.

Pentru obţinerea produselor de sare comestibilă, de calitate superioară, trebuie să se treacă la operaţia de evaporare a saramurii obţinute în sonde. Produsul de sare evaporată are o puritate mare şi o granulaţie constantă (0,3—1 mm), sub această formă fiind folosită sarea în ţările avansate. Este drept că, în aceste ţări, masivele de sare nu au puritatea celor din R.P.R., aşa că operaţia de evaporare este strict necesară.

Obţinerea unui produs de calitate şi ieftin nu se poate realiza decît aplicînd un procedeu adecvat, specific condiţiilor din ţara noastră. O evaporare pe cale clasică, folosind aburul sau energia electrică, nu duce la un cost redus din cauza preţului comparativ mai ridicat pentru aburul şi curentul electric. Reuşita procedeului romînesc de transfer caloric direct, folosind gazele de ardere ale unui combustibil ieftin (gaz metan) sau cele de coş de la marile centrale termice, este un mare pas în fabricarea sării evaporate. Preţul de cost, care se poate atinge astfel, este la nivelul celui internaţional, astfel că pe această cale se va putea valorifica o bună parte din sarea masivelor respective.

Staţiile noi de evaporare a sării trebuie să fie amplasate în apropierea, atît a cîmpurilor de sonde, cît şi a surselor ieftine de căldură. De asemenea este indicat să se pornească cu unităţi cu capacitate mare (minimum 50 000 t/an) pentru a se realiza preţul de cost cît mai scăzut. Amplasamentele cele mai indicate ar fi Borzeşti şi Govora, unde s-ar putea utiliza gaze de la centralele termice, sau Ocna Mureş, unde s-ar putea folosi gazul metan.

Masivele actuale de sare care satisfac cererile la export sînt cele de la Slănic şi Ocna Dej. Ambele au o sare albă, de calitate superioară.

Pentru realizarea unui export mai intes de sare gemă, brută şi preparată, ar fi indicat să se pună în exploatare un masiv mai aproape de căile de transport maritim.

O condiţie de dezvoltare a exportului, în afară de calitatea produsului, este aceea a instalaţiilor portuare adecvate de depozitare şi încărcare în vapoare, atît la noi cît şi în porturile principale străine de pe traseu. Este necesar apoi să se creeze depozite în ţările importatoare, din care să se satisfacă cererile, după modelul exportatorilor străini care au astfel de centre în calea vapoarelor spre Orient.

Conturarea și evaluarea zăcămintelor de minereuri*

Ing. *N. MIHAILOVICI,*
ing. *C. DOXĂNESCU*
și dr. *R. I. PASCAL*

Conturarea zăcămintelor de minereuri este o problemă de mare importanță, a cărei studiere se impune din ce în ce mai mult. Această problemă este examinată în ultimul timp în literatura de specialitate sub diferite aspecte. În linii generale ea a fost abordată și la noi în țară, în cadrul unei comunicări ținute la sesiunea științifică a Institutului de mine Petroșeni [12] și într-o comunicare le secția mine (din cadrul fostului ASIT) [13].

Se reamintește că prin operația de conturare a unui zăcămînt înțelegem operația de delimitare în scoarța terestră a unui grup de corpuri de substanțe minerale utile. În trecut aceasta se făcea în mod empiric, de cele mai multe ori cu concursul nemijlocit al naturii, care permitea să se stabilească deosebiri nete din punct de vedere fizic între minereu și steril.

O dată cu progresul tehnic, a devenit posibilă exploatarea minereurilor mai sărace și a unor elemente rare din scoarța terestră. Paralel cu aceasta s-a impus cercetarea chimică a substanțelor minerale utile, criteriul fizic singur nefiind suficient (în multe cazuri) pentru delimitarea zăcămintelor.

În perioada actuală activitatea minieră în ramura metaliferă se desfășoară sub semnul unei creșteri pronunțate a cantităților de minereuri extrase și prelucrate anual, în paralel cu reducerea continuă a conținuturilor extractibile, sau mai exact a limitei de exploatabilitate a diferitelor zăcăminte.

Din aceste motive rezolvarea problemei conturării zăcămintelor nu mai poate rămîne empirică, ci trebuie să-și găsească soluții fundamentate corect din punct de vedere științific, care să răspundă complexității condițiilor care definesc concret ce este un minereu și ce este steril.

A. Aspecte geologice ale determinării condițiilor industriale

Pentru a rezolva problema este necesar să se facă uz de noțiunea *condițiile industriale,* după terminologia introdusă în literatura minieră de specialitate. Definiția condițiilor industriale poate fi exprimată astfel: valori numerice, limită ale parametrilor ce definesc un zăcămînt din punct de vedere calitativ și cantitativ (minereu, steril, rezerve de bilanț și afară de bilanț).

★

Lista condițiilor industriale este variabilă după caracteristicile tipurilor de zăcămînt care se găsesc mai frecvent în scoarța terestră, după mòdul de asociere a elementelor utile și dăunătoare în minereu, după așezarea zăcămîntului etc. Ea poate să se modifice și în timp, în funcție de dezvoltarea științei, tehnicii și economiei.

Principalele condiții care trebuie luate în considerare sînt următoarele:

I. Condiții de zăcămînt:

a — așezarea și dimensiunile corpurilor de minereu și a intercalațiilor de steril;
b — grosimea minimă a corpurilor de minereu;
c — adîncimea maximă de exploatare;
d — rezervele minime de minereu sau metal;
e — proprietățile fizico-mecanice ale minereului și rocilor înconjurătoare, precum și alte condiții speciale de exploatare, hidrogeologice etc.

II. Condiții de calitate și tehnologice:

a — conținutul mediu minim (limita de exploatabilitate);
b — conținutul limită al rezervelor de bilanț (de conturare);
c — conținutul inferior al rezervelor de minereu în afară de bilanț;
d — densitatea de mineralizare (pentru zăcăminte cu grosimi mai mici decît grosimea minimă de exploatare);
e — conținutul mediu minim pe panou de exploatare;
f — conținutul minim al elementelor auxiliare utile valorificabile;
g — conținutul maxim admisibil în elemente însoțitoare dăunătoare;

---

* Materialul a fost comunicat, într-o primă formă, la sesiunea științifică a Institutului de mine — Petroșeni, 1963, iar în forma actuală la sesiunea tehnico-științifică IPROMIN, ianuarie, 1964.

h — condiții de separare a sorturilor industriale de minereu;
i — condiții limitative din punct de vedere tehnologic.

Cu ocazia întocmirii primelor studii pentru determinarea condițiilor industriale la diferite zăcăminte din țară, au apărut mai multe probleme interesante, a căror cunoaștere este utilă nu numai celor care intenționează să treacă practic la rezolvarea lor, ci și celor care sînt chemați să utilizeze rezultatele acestor studii.

★

Din studiile pentru determinarea condițiilor industriale, efectuate pînă în prezent la IPROMIN, a rezultat că cea mai importantă problemă de rezolvat este obținerea unei relații care să descrie cantitativ legătura internă dintre conținutul mediu, conținutul limită și cantitatea rezervelor. Existența acestei legături s-a întrevăzut și apoi s-a dovedit practic, din studiul distribuției conținuturilor probelor analizate pe diferite tipuri de minereu.

În literatura de specialitate sînt redate numeroase analize ale distribuției conținuturilor de elemente utile, din care rezultă că forma distribuției statistice este, în general, de tip Gauss-Laplace. În majoritatea cazurilor însă curbele de distribuție nu sînt simetrice, așa cum apar de exemplu în cazul analizelor granulometrice ale unor roci clasate în mod natural.

Pentru a se putea aplica metoda de analiză pe distribuții asimetrice, a fost nevoie să se caute posibilitatea de eliminare a disimetriei curbelor de distribuție, astfel încît tratarea problemei să fie posibilă după metodele cunoscute ale statisticii matematice și calculului probabilităților.

Încercările practice au dovedit că asimetria respectivă poate fi corectată prin reprezentarea acelorași mărimi în coordonate semilogaritmice (pe axa logaritmică trecîndu-se conținuturile). Acest rezultat a determinat introducerea denumirii de *distribuție logaritmic-normală*.

Legea de distribuție a mineralizației a mai fost examinată [7], în afara oricăror condiții apriorice restrictive, și s-a arătat că distribuția logaritmic-normală este aproximativă, dar suficient de corectă.

1. Studiile pentru stabilirea condițiilor industriale elaborate de IPROMIN au ridicat, de la început problema posibilităților de a cunoaște distribuția mineralizației în domeniul conținuturilor mici, ca o consecință a modului de întocmire a documentațiilor geologice ce aveau la bază o probare limitată în domeniul acestor conținuturi, stabilită anterior în mod arbitrar.

Metoda de rezolvare folosită pentru problema extrapolării rezervelor de minereu în domeniul conținuturilor mici, adică al conținuturilor înspre care se deplasează continuu limita de exploatabilitate, se bazează pe concepția că distribuția este de formă aproximativ logaritmic-normală.

În figurile 1 și 2 sînt redate distribuțiile pentru două zăcăminte de minereuri cuprifere.

Se observă că în coordonate semilogaritmice, punctele se așază mai aproape de o dreaptă pentru zăcămîntul A, care este un tip clasic de impregnație, cu limite difuze, decît pentru zăcămîntul B la care apare o influență a limitei mai nete dintre corpurile de minereu și șisturile cristaline. Această influență se reflectă și în distribuția conținuturilor.

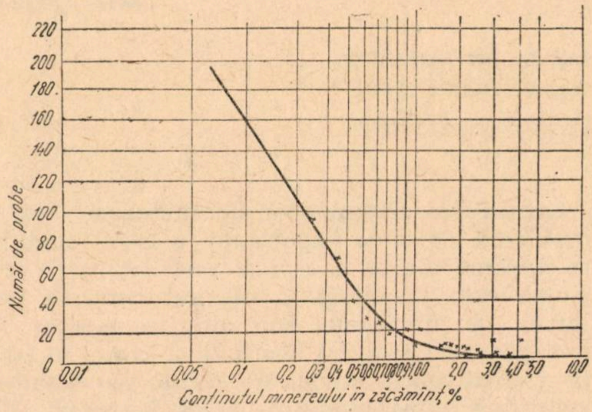


Fig. 1. Frecvența probelor pe intervale de conținut (zăcămîntul A).

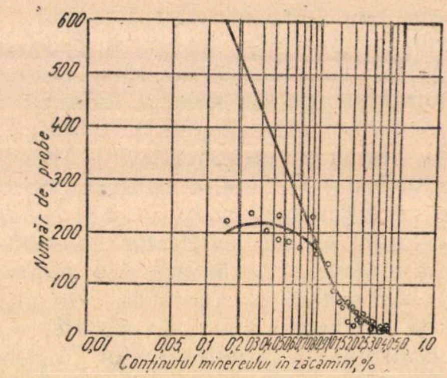


Fig. 2. Frecvența probelor pe intervale de conținut (zăcămîntul B).

Examinarea histogramelor pentru cele două zăcăminte (fig. 3 și 4) permite să se mai recunoască un aspect deosebit de important: frecvența probelor din clasele de conținuturi scăzute este foarte diferită, deși ambele zăcăminte nu diferă esențial ca tip. Explicația constă în modul de probare diferit (existența unor limite aparente a mineralizației a determinat o probare mai puțin sistematică și după o rețea mult mai rară, a impregnațiilor exterioare acestei limite).

De aceea se poate afirma că, în cazul general, atunci cînd se aplică o rețea de probare unică atît zăcămîntului cît și rocilor înconjurătoare, histograma are format A. Forma B este rezultatul unei limitări a operațiilor de probare în

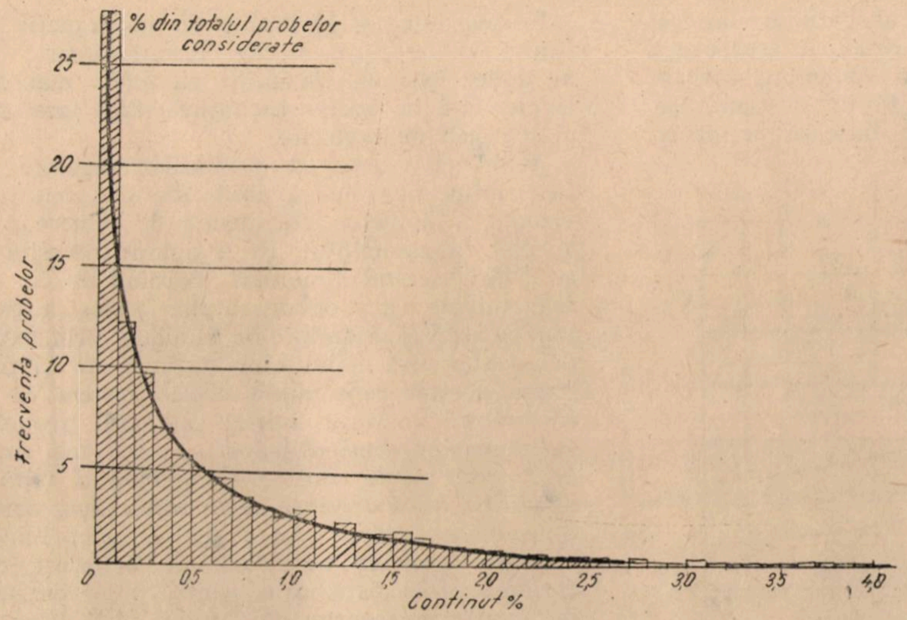


Fig. 3. Histograma probelor pe intervale de conţinut şi curba de distribuţie (zăcămîntul A).

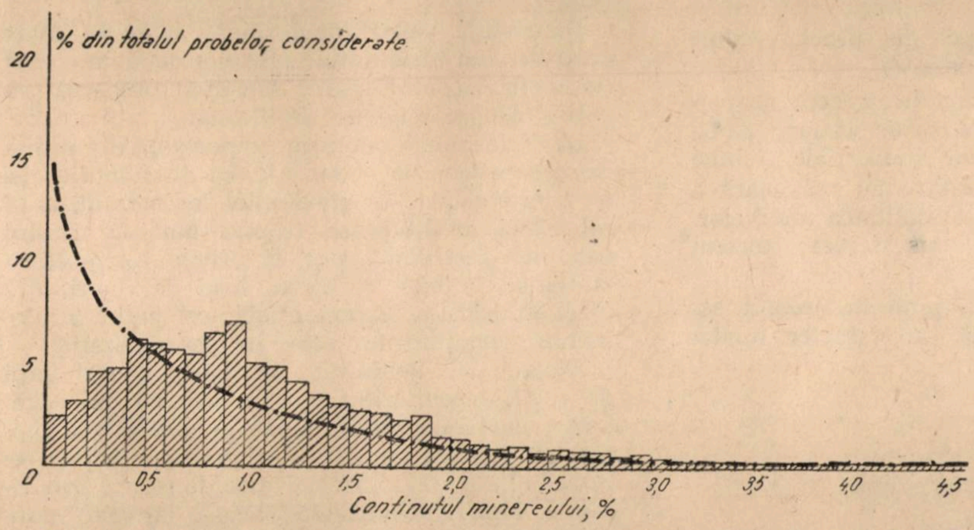


Fig. 4. Histograma probelor pe intervale de conţinut şi distribuţia corectă (zăcămîntul B).

domeniul conţinuturilor mici. Evident deci că această formă corespunde unor cazuri particulare de aşezare a mineralizaţiei, cînd intervin suprafeţe de discontinuitate în repartiţia mineralizaţiei, astfel încît trecerea spre fondul geochimic regional nu se mai face în mod treptat.

2. Corelaţia dintre conţinutul limită şi conţinutul mediu este exprimată de însăşi definiţia acestor „condiţii" fundamentale: primul este un conţinut de conturare, iar al doilea o consecinţă a operaţiei de conturare, cele două valori fiind legate intern chiar prin legea de distribuţie a metalelor în zăcăminte.

Utilizarea distribuţiei statistice a conţinuturilor cu extrapolarea de care am amintit anterior, poate constitui o metodă de elaborare a bazei oricărui studiu de condiţii industriale, dacă se admite ipoteza că fiecare probă — indiferent de conţinutul ei — este reprezentativă pentru o cantitate determinată de rezerve de minereu. În acest fel este posibil să se reprezinte variaţia conţinutului mediu şi al conţinutului limită în funcţie de rezerve, aşa cum se arată în figurile 5 şi 6.

Ipoteza admisă în studiile întocmite şi anume că este posibil să se afecteze un tonaj constant fiecărei probe, se bazează pe considerentul că în mod ideal orice zăcămînt trebuie explorat printr-o reţea regulată, iar lungimea probelor se ia aproximativ constantă. În acest fel probele suplimentare influenţează proporţional dimensiunile corpurilor de minereu.

Această metodă nu este însă riguroasă. Erorile care se pot introduce sînt cu atît mai mari, cu cît reţeaua de probare este mai neuniformă şi cu cît coeficientul de variaţie al mineralizaţiei (luat ca bază de acad. V. I. Smirnov [1] la stabilirea condiţiilor de clasificare pe grupe a zăcămintelor) are o valoare mai ridicată. Aplicarea ei trebuie făcută deci cu discernămînt.

3. În unele cazuri practice, care de fapt se întîlnesc aproape întotdeauna la zăcămintele aflate în curs de exploatare, rezervele fiind calculate pe panouri, studiul distribuţiei rezervelor se poate face pe această bază. Caracteristicile medii ale panourilor se utilizează în acelaşi mod ca şi probele individuale. Ele duc, în cele din urmă, la curbe de distribuţie similare cu cele obţinute prin analiza repartiţiei statistice a probelor, după cum se vede din comparaţia figurilor 5 şi 6. Prima figură reprezintă variaţia conţinuturilor medii şi limită, exprimată în % Cu, în funcţie de rezerve pentru zăcămîntul A. Cea de-a doua s-a întocmit pentru un zăcămînt complex B, exprimîndu-se conţinuturile în plumb — echivalent al elementelor recuperabile.

Problema care se ridică și care are importanță atît teoretică cît și practică este aceea de a stabili, pentru același zăcămînt, curbele corelației dintre conținutul limită și cantitatea rezervelor în cazul cînd se bazează pe probe individuale, sau pe grupe de probe (valori medii pe panouri de exploatare).

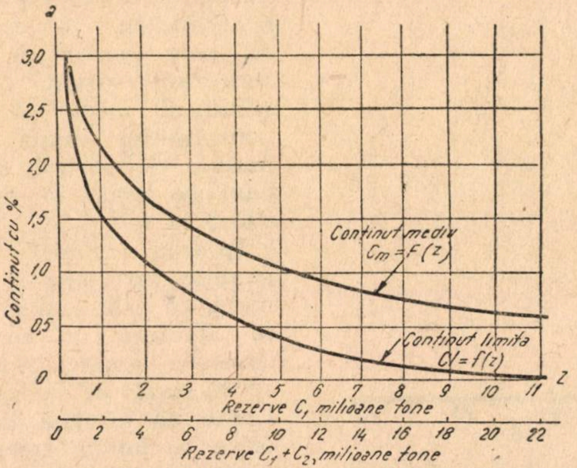


Fig. 5. Reprezentarea grafică a relației dintre conținutul limită, conținutul mediu și volumul rezervelor.

Experiența acumulată pînă în prezent ne permite însă să afirmăm că orice tratare analitică a problemei condițiilor industriale trebuie să aibă la bază o reprezentare cît mai clară a corelației dintre cantitatea și calitatea rezervelor. Metodele prezentate mai sus servesc acestui scop.

4. Din studiile întocmite pînă în prezent s-a desprins încă o problemă cu caracter fundamental, referitoare la forma legii de distribuție a metalelor în zăcămînt.

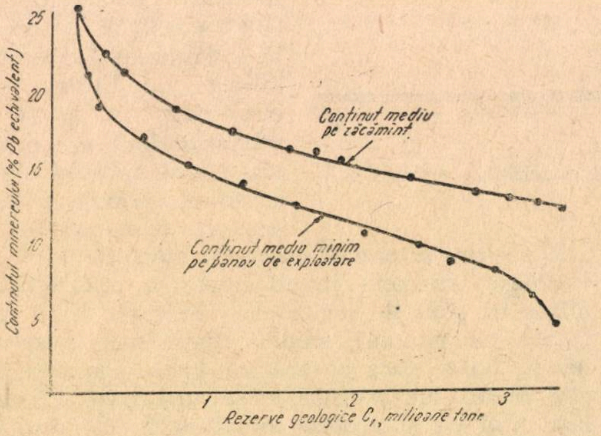


Fig. 6. Reprezentarea grafică a variației conținutului mediu pe zăcămînt și a conținutului mediu minim pe panou în funcție de rezerve.

Așa cum se observă în figurile 1 și 2, precum și din histogramele din figurile 3 și 4, apar deosebiri clare între cele două tipuri de zăcăminte considerate.

Primul este un zăcămînt de impregnație cu limite difuze spre rocile înconjurătoare, iar al doilea este un zăcămînt cu limite mai distincte față de rocile înconjurătoare, care sînt și ele slab mineralizate.

Avînd în vedere că probările executate au fost influențate de posibilitățile de conturare vizuală a limitelor corpurilor de minereu, în special la zăcămîntul B, a apărut necesitatea analizării acestui fenomen. Pornind de la datele inițiale (din documentația geologică existentă) asupra zăcămintelor studiate, prin extinderea succesivă a limitelor zăcămintelor și probarea acestor zone după același sistem ca și zăcămîntul conturat inițial, numărul probelor în domeniul conținuturilor succesiv mai mici ar crește foarte mult, obținîndu-se o familie de curbe de distribuție a conținuturilor, corespunzătoare fiecărei ipoteze de conținut limită.

Acest fenomen sugerează că în acest caz forma legii de distribuție, pentru o concentrație de metale în scoarța pămîntului fără discontinuități în raport cu rocile înconjurătoare, este descrisă aproximativ de o funcție exponențială.

Distribuția logaritmic-normală apare în toate cazurile cînd zăcămintele sînt net delimitate față de rocile înconjurătoare, sau cînd probarea s-a extins asupra unui spațiu limitat.

De aici rezultă concluzia, importantă din punct de vedere teoretic și practic, că distribuțiile sistemelor minerale în ansamblul lor natural, cînd mineralizația difuzează treptat pînă la nivelul fondului geochimic, pot fi privite ca mulțimi statistice infinite, a căror lege de distribuție este aproximativ exponențială, cel puțin în domeniul conținuturilor care au fost analizate.

Zăcămintele delimitate în mod natural față de rocile înconjurătoare, sau porțiuni din zăcăminte cu limite difuze, apar în această concepție ca mulțimi statistice finite, iar legea de distribuție a mineralizației este de forma aproximativ logaritmic-normală. Legea nu este contrazisă de nici una din distribuțiile care au fost analizate.

Această concluzie constituie de fapt cea mai bună bază teoretică a metodei utilizate pînă în prezent în studiile elaborate de IPROMIN și anume: extrapolarea liniară în coordonate semilogaritmice, limitată la un număr de clase de conținut mai scăzut decît conținutul limită cu care s-a făcut anterior conturarea zăcămîntului, sau la care s-a oprit de regulă analizarea probelor.

Pentru claritate trebuie să se arate că, prin definiție, analiza statistică a probelor individuale nu ne spune nimic asupra poziției în spațiu a acestora. De aici ar putea rezulta observația că forma distribuției ar fi influențată de faptul dacă la constituirea claselor de conținut probele cu conținuturi mai mici sau mai mari decît ale celor învecinate se includ sau nu în clasa de conținut a probelor vecine.

Evident că în cursul operației de conturare a corpurilor de minereu trebuie să se țină seama de observația de mai sus, atunci cînd se aplică *condițiile industriale.* În ansamblu însă, pentru analiza care se face în scopul cercetării influenței extinderii succesive a conturului zăcămîntului, prin includerea unor cantități de minereu din ce în ce mai sărace, prezența în același loc a probelor cu conținuturi ce se raportează la clase diferite se compensează statistic, iar erorile care se pot introduce nu depășesc limitele preciziei care se poate asigura la nivel de studii tehnico-economice preliminare sau de etapă.

Mai trebuie observat că în cazul zăcămintelor filoniene, stratiforme, sau de alte forme, însă delimitate net față de rocile înconjurătoare, metoda de analiză trebuie adaptată corespunzător.

B. Aspecte economice ale problemei determinării condițiilor industriale

1. Din punct de vedere economic problema poate fi privită sub două aspecte:

Într-un sens restrîns, ea constă obișnuit în determinarea conținutului pentru care exploatarea zăcămîntului se face în condițiile anulării totale a beneficiului.

Într-un sens mai larg, problema determinării conținutului mediu minim trebuie înțeleasă ca o analiză economică complexă, care urmărește să determine amploarea și limitele activității economice de exploatare a unui zăcămînt, avînd în vedere relația inversă ce există între volumul rezervelor și conținut, cu toate implicațiile asupra duratei și a ritmului exploatării, asupra cheltuielilor de producție și a valorii marfă recuperabile, într-un cuvînt asupra eficienței economice a exploatării zăcămîntului, la un nivel dat al tehnicii.

Din acest punct de vedere ea devine o problemă specifică de optimizare a unei activități economice de producție, al cărei nivel este determinat de cantitatea rezervelor care fac obiectul exploatării și de calitatea lor.

Trebuie menționat că pentru exploatările miniere în funcțiune se pot obține rezultate parțiale și prin calcule economice directe, bazate pe un nivel dat al dezvoltării unităților respective. Rezultatele acestor calcule pot fi considerate valabile pe o perioadă de timp determinată, care poate fi mai lungă numai în cazul în care unitatea respectivă își păstrează profilul.

Cazurile generale, la care stabilirea condițiilor industriale prezintă importanță deosebită, nu pot fi rezolvate în acest mod.

Metoda corectă de analiză economică este cea complexă, care trebuie să aibă în vedere zăcămîntul în întregime și pe toată durata exploatării sale.

Această metodă se impune, deoarece activitatea de producție dintr-o perioadă de timp se resfrînge într-un fel sau altul asupra condițiilor viitoare de exploatare a întregului zăcămînt. Exploatarea care s-ar face la un moment dat, în condiții considerate optime, poate să afecteze defavorabil exploatarea în perioadele viitoare.

2. Activitatea economică de producție nu este simplă; ea cuprinde un număr mare de activități și procese parțiale succesive sau concomitente.

Plecînd de la valoarea latentă a minereului în zăcămînt și ținînd seama de indicii de recuperare și de cheltuielile pe care le implică extracția și valorificarea industrială pe întregul flux tehnologic pînă la obținerea metalului, analiza economică pentru stabilirea condițiilor industriale urmează să determine în final potențialul economic al zăcămîntului. Un asemenea calcul are de rezolvat problema complexă a extracției și valorificării maxime a substanțelor minerale utile, care reprezintă scopul însuși al activității de producție, cu respectarea unor condiții de economicitate, care pot să limiteze activitatea de exploatare pe baza unor criterii prestabilite.

Numărul mare al parametrilor și relațiilor de dependență face necesară o schematizare a calculelor, folosind posibilitățile de exprimare sintetică pe care le oferă calculul valoric.

Teoretic, pentru exploatarea unui zăcămînt s-ar putea imagina o funcție a procesului de producție sau un sistem de ecuații care să lege într-o relație analitică complexă toți parametrii și factorii care condiționează procesul de producție. Studiul variației unor asemenea funcții sau sisteme în raport cu conținutul minereului, considerat argument variabil, ar putea duce direct la soluția matematică a problemei.

Dezvoltarea științelor economice în strînsă legătură cu matematica tinde către acest mod de rezolvare. O aplicare practică mai extinsă a metodelor matematice în calculele economice curente întîmpină totuși, cel puțin deocamdată, unele dificultăți. Pentru calculele economice curente este însă necesar ca modelele matematice să fie dezvoltate și precizate printr-o practică mai îndelungată în domeniul industriei miniere și al geologiei economice.

Avînd în vedere incertitudinea și variabilitatea elementelor de calcul, datorită posibilităților limitate de cunoaștere a zăcămîntului, teoria probabilităților și noile metode de analiză economică matematică își pot găsi în industria minieră aplicație mai largă decît în alte domenii.

Metodele recomandate de literatura de specialitate și aplicate de IPROMIN în practica elaborării studiilor pentru determinarea condițiilor industriale sînt următoarele:

— metoda directă;

— metoda analizei complexe.

Deosebirea dintre ele constă în faptul că metoda directă are ca prim obiectiv determinarea limitei de exploatabilitate (a conţinutului mediu minim), prin intermediul căreia se determină celelalte condiţii.

Metoda analitică mai ţine seama în plus de relaţia care există pe zăcămînt între conţinutul limită, volumul de rezerve şi conţinutul mediu pe zăcămînt. Această metodă îşi propune să rezolve iniţial conţinutul minim al claselor celor mai sărace posibil de luat în considerare şi prin intermediul acestui parametru, cantitatea rezervelor zăcămîntului, exprimată în minereu şi metal. Conţinutul mediu este o consecinţă, iar determinarea limitei de exploatabilitate nu rezultă direct, ci apare în urma comparaţiei unor variante sau ipoteze, pe baza unor criterii şi condiţii economice de alegere.

Metoda directă permite calculul conţinutului critic care determină limita exploatabilităţii, pe baza unui indice de rentabilitate admis în prealabil. Deoarece aplicarea metodei se poate face pe baza parametrilor de care dispun exploatările miniere, ea stă la îndemîna acestora pentru determinarea şi verificarea periodică a conţinutului mediu minim şi limită, prin calcule la nivelul sectorului minier.

Metoda analitică extinde calculul luînd în considerare şi alte criterii decît cel al rentabilităţii, urmărind să dea în final o orientare asupra potenţialului economic al zăcămîntului. Aplicarea acestei metode implică o bună cunoaştere a aspectelor tehnologice şi economice pe întreg fluxul procesului de producţie, de la extracţie pînă la obţinerea metalului, precum şi posibilitatea de a trata problema la nivelul ramurii şi economiei naţionale.

3. La metoda directă se pleacă de la următoarele date:

V este preţul de cost limită al metalului în concentrat (preţul de vînzare, în cazul în care calculul se bazează pe criteriul rentabilităţii), lei/t;

P — preţul de cost efectiv al extracţiei şi preparării, lei/t minereu;

c_{min} — conţinutul mediu minim, %;

k — raportul dintre conţinutul minereului de alimentare şi cel din zăcămînt;

m — extracţia de metal la preparare.

Relaţia de bază este:

$$c_{min} = \frac{P}{V} \cdot \frac{1}{k \cdot m}.$$

Tot pe acelaşi principiu se determină conţinutul mediu minim al minereului în zăcămînt prin calcul la nivelul ramurii extractive, în funcţie de preţul metalului lingou, luînd în considerare cheltuielile de prelucrare metalurgică şi randamentul de extracţie respectiv.

Astfel dacă se notează cu:

V_{met} — preţul de vînzare al metalului lingou, lei/t;

P_{met} — preţul de cost al metalului lingou, lei/t;

M — cheltuielile de prelucrare metalurgică pe unitatea de metal în concentrat, lei/t;

c_z — conţinutul minereului în zăcămînt;

η — randamentul metalurgic.

Rezultă pentru $P_{met} = V_{met}$ şi $c_z = c_{min}$:

$$c_{min} = \frac{P}{(V_{met} \cdot \eta - M)} \cdot \frac{1}{k.m}.$$

Relaţiile de mai sus pot lua diferite forme şi diferă ca mod de exprimare după diferiţi autori, însă principiul de calcul rămîne acelaşi. În aplicarea practică, forma lor depinde şi de faptul dacă corpurile de minereu au grosimi mai mici decît grosimea minimă de exploatare. Condiţiile respective au fost examinate [12].

Deşi relaţiile par simple, aplicarea lor practică prezintă uneori dificultăţi, mai ales la determinarea parametrilor de calcul (P, k, m, M, η), dintre care unii sînt ei înşişi funcţie de conţinutul minereului. Determinarea acestor parametri cere cunoaşterea şi analiza pe faze a economiei întregului proces de producţie de la extracţia minieră pînă la metal lingou.

4. Metoda analitică poate fi aplicată în două feluri diferite:

— analiza pe variante;

— analiza prin diferenţe (analiza marginală).

În cazul analizei pe variante, prima problemă este aceea de a fixa variantele. Aceasta se poate face în două feluri:

a — prin întocmirea documentaţiei geologice în mai multe ipoteze de conţinut limită;

b — în lipsa acesteia, pe baza curbelor de distribuţie de forma celor din figurile 5 şi 6 se stabilesc cantităţile de rezerve pe variante în funcţie de conţinutul limită sau mediu.

Centralizarea rezultatelor, în tabele comparative, permite să se aleagă varianta optimă, în funcţie de criteriile de bază: producţie de metal, curs de revenire, preţ de cost, rentabilitate.

Pe baza datelor obţinute în variante de capacitate şi conţinut, se poate construi un sistem de curbe, care prin interpolare să dea valorile diferiţilor parametri şi pentru variante intermediare.

În figurile 7, 8 şi 9 este evidenţiată, pe baza unor calcule concrete, variaţia parametrilor de bază ai exploatării în funcţie de cantitatea rezervelor şi de variaţia conţinuturilor pentru:

— producţia de minereu constantă;

— producţia de metal constantă;

— durata de exploatare constantă.

O asemenea analiză precede alegerea variantelor de capacitate şi conţinut, care serveşte la alegerea variantelor avînd în vedere condiţiile specifice fiecărui zăcămînt, în funcţie de cantitatea de rezerve, calitatea acestora şi sarcinile de plan.

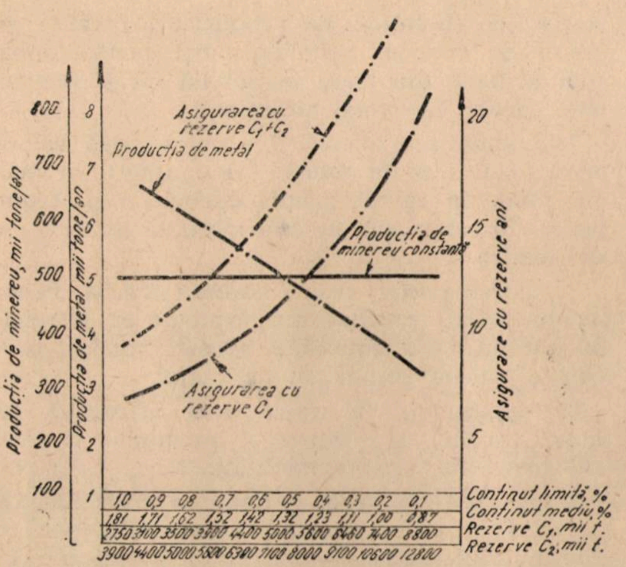


Fig. 7. Variația parametrilor de bază ai exploatării în funcție de conținutul minereului (ipoteza I, producție constantă de minereu).

Tratarea economică a problemei determinării conținutului mediu minim duce la studiul curbelor variației indicatorilor economici în funcție de conținut și la determinarea anumitor puncte caracteristice.

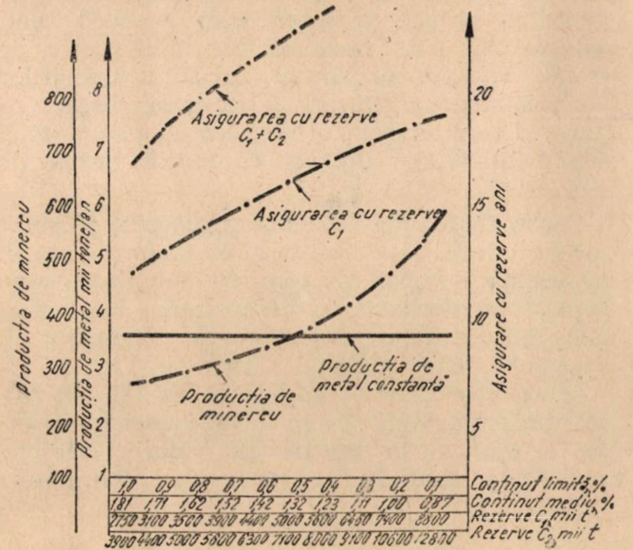


Fig. 8. Variația parametrilor de bază ai exploatării în funcție de conținutul minereului (ipoteza II, producție constantă de metal).

Sub acest aspect o analiză economică completă trebuie să studieze:

a — variația producției de metal cu determinarea punctului de maxim (conținutul pentru care creșterea rezervei de metal începe să fie depășită de scăderea randamentelor de extracție la preparare);

b — variația prețului de cost cu determinarea punctului de minim;

c — variația rentabilității cu determinarea următoarelor două puncte caracteristice:

— punctul maxim al curbei, care determină conținutul mediu pentru care acumulările bănești rezultate din exploatarea zăcămîntului sînt maxime;

— punctul critic de anulare a beneficiului, sau limita rentabilității, care arată conținutul pentru care exploatarea zăcămîntului se soldează fără beneficii și pierderi.

Fiecare din punctele caracteristice ale curbelor de variație a producției, prețului de cost și rentabilității poate constitui un *criteriu de optimizare*. Ar rezulta astfel următoarele criterii de alegere a variantei:

— producție maximă de metal;

— prețul de cost minim al metalului;

— rentabilitate maximă;

— rentabilitate nulă.

În anumite situații specifice se pot admite condiții de preț de cost și nivele de rentabilitate chiar cu dotație de la buget.

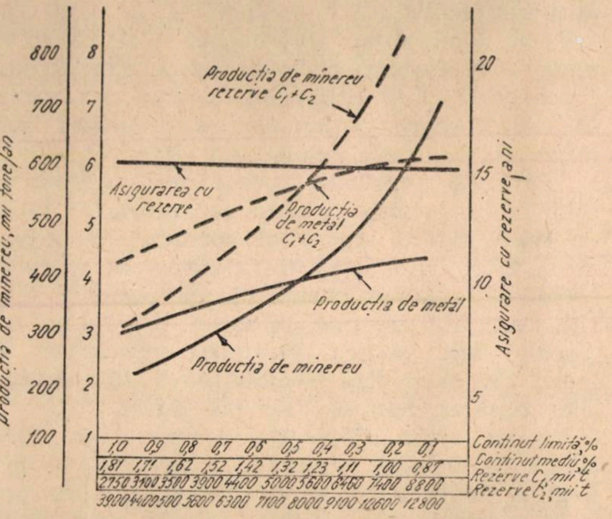


Fig. 9. Variația parametrilor de bază ai exploatării în funcție de conținutul minereului (ipoteza III, durata constantă a exploatării).

De asemenea, se mai poate admite, drept condiție, încadrarea într-un curs de revenire dat, în raport cu prețurile internaționale.

Aplicarea unuia sau altuia din criteriile și condițiile enunțate poate duce, pentru același zăcămînt, la condiții industriale diferite.

Pentru alegerea variantei optime, este important de menționat că producția maximă de metal constituie, în toate cazurile, un criteriu fundamental. Prețul de cost și rentabilitatea trebuie considerate drept condiții limitative la aplicarea criteriului producției maxime.

Superioritatea metodelor analitice, față de metoda directă, constă tocmai în posibilitățile pe care le oferă de a aprecia un domeniu optim, în care criteriul producției maxime se încadrează în condițiile de preț de cost și rentabilitate, avînd în vedere situația specifică

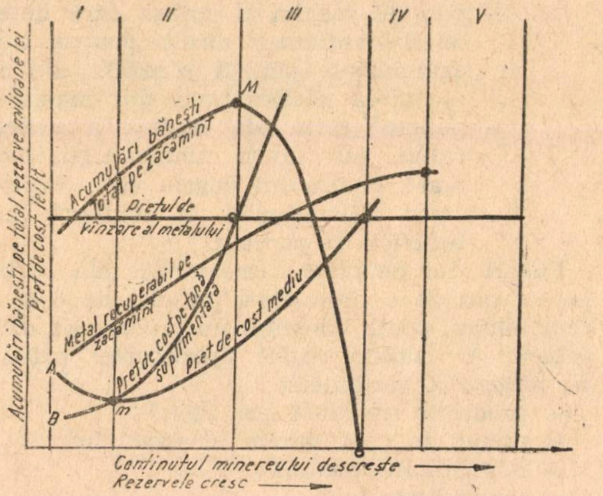


Fig. 10. Variaţia producţiei, a preţului de cost şi a rentabilităţii în funcţie de conţinut ; model de analiză prin diferenţe.

a exploatării, în cadrul ramurii şi al economiei naţionale.

V. V. Pomeranţev [10] expune o curbă rezultantă a producţiei de metal şi a beneficiului. considerînd că o exploatare minieră ar trebui să-şi desfăşoare activitatea în domeniul delimitat de maximele celor două curbe. Problema ar putea fi rezolvată corect prin echivalarea celor două criterii şi alegerea unei scări unice de reprezentare. Apare că metoda de utilizat ar fi aceea a echivalării valorice, cu aplicarea eventuală a unor coeficienţi de pondere diferiţi, care să exprime interesul economiei naţionale, atît pentru creşterea producţiei de metal cît şi pentru rentabilizarea întreprinderilor, însă cu ritmuri care pot diferi.

Analiza prin diferenţe, denumită în mod curent şi *analiză marginală*, constituie o metodă generală de analiză economică, care permite determinarea nivelului optim prin introducerea succesivă în calcul a unor activităţi suplimentare (marginale) şi cercetarea efectelor economice ale acestora. Metoda este specifică situaţiilor în care extinderea activităţii se face în condiţii din ce în ce mai nefavorabile.

În scopul determinării conţinutului mediu minim, nivelul activităţii (în sensul acestei metode de analiză) este definit de însăşi cantitatea şi calitatea rezervelor asupra cărora se va exercita activitatea de exploatare.

În cazul de faţă, aplicarea practică a metodei se bazează pe curbele de distribuţie a rezervelor care definesc relaţia dintre conţinutul mediu minim, conţinutul limită şi cantitatea de rezerve.

Introducînd în calcul, în mod succesiv, cantităţile de rezerve corespunzătoare claselor de conţinut stabilite pe baza curbelor de distribuţie, în ordine descrescîndă a conţinuturilor, se stabilesc (pentru fiecare clasă şi pe întregul zăcămînt) cheltuielile globale de exploatare (investiţii şi cheltuieli de producţie), precum şi preţul de cost al metalului, atît pentru tona suplimentară din clasa marginală cît şi pentru tona medie (pe total zăcămînt).

Prin stabilirea succesivă a celor două valori pentru cantităţi de rezerve cu conţinut tot mai mic, luate în calcul, rezultă curbele A şi B din figura 10, care evidenţiază totodată şi metoda de analiză.

Pe acest grafic mai figurează curba beneficiului total, rezultat din exploatarea întregului zăcămînt (acumulările băneşti totale), precum şi curba producţiei de metal.

De asemenea, s-a trasat linia orizontală ce indică preţul de vînzare al metalului şi deci valoarea limită a rentabilităţii.

După cum se vede, o dată cu creşterea rezervelor şi cu descreşterea corespunzătoare a conţinutului mediu al minereului, preţul de cost pe tona medie scade pînă la punctul de intersecţie cu curba preţului de cost al tonei suplimentare. După acest punct de intersecţie, costul mai ridicat al tonei suplimentare determină creşterea preţului de cost mediu.

Se observă că scăderea beneficiului pe tona de metal, ca urmare a creşterii preţului de cost, nu înseamnă totodată şi scăderea acumulărilor băneşti totale rezultate din exploatarea zăcămîntului, reducerea beneficiului pe tonă fiind compensată prin creşterea cantităţii totale de metal. Punctul maxim al curbei acumulărilor pe zăcămînt se situează pe aceeaşi abscisă cu punctul de intersecţie al preţului de cost pe tona suplimentară, cu dreapta ce indică preţul de vînzare.

Curba producţiei de metal creşte pînă la punctul teoretic în care creşterea rezervelor de metal, pe seama claselor cu conţinut mic, este compensată şi depăşită de descreşterea randamentelor de extracţie la prepararea minereului cu conţinut mediu tot mai sărac.

Acest principiu de analiză a dus la împărţirea graficului (fig. 10) în cinci domenii distincte, delimitate în funcţie de valorile caracteristice ale cantităţii de rezerve şi conţinuturi (tabela 1).

Tabela 1

Indicatori	Domeniul				
	I	II	III	IV	V
Preţul de cost mediu al metalului pe zăcămînt	descreşte	creşte	creşte	creşte	creşte
Preţul de cost pe tona suplimentară	creşte	creşte	creşte	creşte	creşte
Acumulări băneşti totale pe zăcămînt	cresc	cresc	descresc	descresc	descresc
Rentabilitatea exploatării	pozitivă	pozitivă	pozitivă	negativă	negativă
Producţia de metal pe total zăcămînt	creşte	creşte	creşte	creşte	descreşte

Interpretarea curbelor de variaţie, obţinute prin analiza marginală, trebuie făcută în spiritul exploatării raţionale a zăcămîntului.

5. Una dintre problemele speciale, legate de analiza economică pentru determinarea condiţiilor industriale, o constituie stabilirea exactă a cheltuielilor necesare pentru exploatarea zăcămîntului.

Cheltuielile pentru punerea în valoare a unui zăcămînd cuprind:

— cheltuielile de investiţie;

— cheltuielile de producţie (extracţia minieră, prepararea minereului şi prelucrarea metalurgică a concentratului).

Volumul total al cheltuielilor şi preţul de cost pe tona de minereu şi de metal variază în raport cu capacităţile de producţie şi cu cantitatea rezervelor. Determinarea justă a cheltuielilor de investie şi de producţie necesită o analiză metodică a variaţiei acestor două grupe de cheltuieli în funcţie de parametrii de bază.

Pentru o justă repartizare pe unitatea de producţie (tona de minereu) a cheltuielilor de investie, este de observat că investiţiile miniere se împart, din punctul de vedere al duratei lor, în trei grupe.

a — lucrările miniere principale şi construcţiile de bază, ce deservesc mina pe toată durata de exploatare, care se amortizează pe cantitatea totală a rezervelor industriale;

b — construcţii miniere a căror durată este limitată la perioada de exploatare a unei părţi a rezervelor (lucrări de orizont, panou), care se amortizează pe rezervele industriale aferente;

c — utilajele de producţie şi transport a căror durată este independentă de durata minei şi a exploatării, fiind limitate de uzura fizică.

Ultimele două categorii reprezintă deci investiţiile reciclabile, cu caracter periodic.

Investiţiile cu caracter de structură *(a)* variază în funcţie de capacitatea creată, respectiv de ritmul de exploatare a zăcămîntului.

Investiţiile de la punctul *(b)* şi *(c)* variază pe întregul zăcămînt proporţional cu cantitatea rezervelor.

Dacă se notează cu:

K — investiţiile cu caracter de structură (construcţii şi instalaţii de durată);

k — investiţiile cu caracter periodic, reciclabile, raportate la o tonă de rezerve;

z — volumul rezervelor exprimat în tone;

I — cheltuielile totale de investiţie pentru exploatarea zăcămîntului,

avem:

$$I = K + zk.$$

Pe tona de rezerve investiţia totală reprezintă:

$$i = \frac{I}{z} = \frac{K}{z} + k.$$

Această relaţie exprimă totodată (într-o formă schematică) amortizarea pe rezerve a investiţiilor.

Fără a intra în detaliile acestei probleme, menţionăm numai faptul că normele legale de amortizare presupun o durată de folosire a mijloacelor fixe miniere, care în general depăşeşte durata lor reală. De aceea, în studiile pentru determinarea condiţiilor industriale este necesar să se introducă o variantă de preţ de cost cu amortizarea calculată pe durata reală a mijloacelor de bază respective (potrivit relaţiei de mai sus), iar metoda analizei marginale se bazează pe acest principiu de calcul al cheltuielilor şi preţului de cost.

6. Aplicarea preţurilor de catalog, în scopul evaluării producţiei marfă la nivelul sectorului minier sau la nivelul ramurii, nu constituie o problemă în sine.

Dificultăţile încep să apară atunci cînd urmează să se exprime raportul între valoarea marfă extrasă şi cantitatea totală a elementelor utile în zăcămînt în cazul evaluării zăcămintelor de minereuri complexe şi determinării condiţiilor industriale la aceste minereuri.

Evaluarea zăcămintelor şi exprimarea în metal echivalent a conţinuturilor apare ca o necesitatea practică. Prin aceasta se ajunge la o simplificare esenţială a calculelor şi a analizei economice.

Simplificarea apare utilă chiar din momentul interpretării geologice a zăcămîntului şi determinarea curbelor de distribuţie. Recalcularea conţinuturilor în metal echivalent permite o clasificare a rezervelor în funcţie de un indice calitativ convenţional, dar unitar. Prin aceasta, distribuţia rezervelor se reprezintă în funcţie de o singură caracteristică (conţinutul în metal echivalent) în locul unei distribuţii multidimensionale pe baza conţinuturilor în diverse metale.

Această echivalare se poate face fie pe baza preţurilor metalelor în produsele miniere, fie pe baza preţurilor produselor industriei metalurgice, fie pe baza preţurilor internaţionale.

Întrucît în practica analizelor economice este necesar să se urmărească efectele variaţiei conţinutului, atît la nivelul sectorului minier cît şi pe ramură şi în raport cu schimburile internaţionale, s-au folosit în unele cazuri concomitent cele trei sisteme de echivalare.

7. Exprimarea în metal echivalent a conţinutului implică folosirea în calcul a unor coeficienţi globali de recuperare în metal echivalent a minereului şi valoarea marfă recuperabilă. Determinarea acestor coeficienţi şi a curbelor de variaţie, în funcţie de conţinutul minereului, constituie întotdeauna o problemă de studiu, coeficienţii respectivi fiind o rezultantă a randamentelor de extracţie pe fiecare metal în parte (ţinînd seama şi de variaţia acestor randamente în funcţie de conţinutul minereului).

Se mai face observaţia că problema echivalării conţinuturilor de elemente diferite devine destul de complicată, dacă se ţine seama că în fond prin calculele respective se urmăreşte, printre altele, determinarea condiţiilor industriale de calitate, care intervin limitativ chiar în aceste calcule de echivalare. Rezultatele condiţionînd calculele, metoda care trebuie aplicată, în cazuri determinate, este aceea a aproximaţiilor succesive.

C. Aplicaţii ale analizei statistice economice la unele zăcăminte din ţara noastră

În ultimii ani, în cadrul IPROMIN, s-au întocmit o serie de studii pentru evaluarea industrială a zăcămintelor de minereuri. Primele lucrări de acest fel au apărut sub forma studiilor pentru determinarea condiţiilor industriale şi au cuprins zăcăminte de minereuri cuprifere, complexe, aurifere şi zăcăminte de minereuri de fier.

Lucrările elaborate pînă în prezent au făcut posibilă verificarea metodelor de lucru. A rezultat că aplicarea mecanică a acestor metode de analiză nu este deloc indicată şi poate duce la rezultate eronate.

Concluziile care s-au desprins din primele studii întocmite au scos în evidenţă o serie de aspecte tehnice şi economice, caracteristice pentru zăcămintele cercetate şi care prezintă importanţă deosebită pe ramură şi economia naţională.

În unele cazuri studiile au confirmat valoarea parametrilor din practica exploatărilor miniere. În alte cazuri, din studii a rezultat că este posibilă coborîrea conţinutului mediu al rezervelor de bilanţ în condiţii economice admisibile, cu scopul de a se putea recupera o cantitate mai mare de metal din zăcămînt.

Astfel, la un zăcămînt cuprifer a rezultat că este posibilă desfăşurarea activităţii de producţie, în condiţii economice favorabile, chiar în situaţia coborîrii conţinutului mediu în cupru cu circa 10%. Aceasta va duce la mărirea rezervelor de metal cu cîteva mii de tone.

În alte studii, în afara concluziilor legate de zăcămintele ce au făcut obiectul cercetării geologice pînă în prezent, s-au putut determina condiţiile limită ce trebuie aplicate pentru zonele mineralizate din extindere.

În toate cazurile studiile întocmite au arătat în ce condiţii de economicitate ar urma să se valorifice zăcămintele şi deci în ce măsură poate fi utilă continuarea lucrărilor de cercetare geologică. Trebuie menţionat faptul că studiile de evaluare a zăcămintelor, elaborate pe parcursul explorării, pot duce la rezultate economice deosebite, în special prin evitarea unor cheltuieli de explorare însemnate la obiective fără valoare economică certă.

Concluzii

Din materialul prezentat se desprind următoarele:

1. Determinarea condiţiilor industriale şi conturarea zăcămintelor de minereuri constituie o problemă complexă de studiu, a cărei rezolvare implică o analiză amănunţită atît a condiţiilor geologice, cît şi a aspectelor tehnice şi economice concrete, în lumina principiilor exploatării raţionale a zăcămintelor.

2. Avînd în vedere activitatea minieră în sectorul metalifer, cu tendinţe de creştere accentuată a cantităţilor de minereu extras, în paralel cu reducerea continuă a conţinuturilor extractibile, determinarea limitei de exploatabilitate şi a celorlalte condiţii industriale, precum şi rezolvarea implicită a problemei conturării zăcămintelor, nu poate rămîne empirică, ci trebuie să-şi găsească soluţii fundamentate cît mai riguros.

3. Studiile efectuate pînă în prezent de IPROMIN, pentru unele zăcăminte de minereuri, au căutat să răspundă acestei necesităţi. La elaborarea lor a fost necesar să se stabilească în primul rînd o metodologie de lucru. Metodele folosite au fost următoarele:

— metodă directă;

— metodele analitice, aplicate atît sub forma analizei pe variante cît şi a analizei prin diferenţe (marginală).

4. Metoda directă este aplicabilă la zăcămintele în exploatare, iar concluziile respective trebuie considerate valabile temporar.

Metodele analitice se bazează pe cunoaşterea corelaţiei pe zăcămînt între conţinutul limită, conţinutul mediu minim şi cantitatea de rezerve, cu toate implicaţiile asupra variaţiei parametrilor tehnici şi economici de exploatare.

La baza acestei corelaţii stă studiul distribuţiei metalului sau metalelor în zăcămînt.

5. Studiul distribuţiei metalului în zăcămînt se poate face folosind metoda statistică, mai ales la zăcămintele cu limite difuze (impregnaţii). Analiza şi interpretarea probelor individuale, a probelor medii pe secţiuni de probare şi a conţinuturilor medii pe panouri de exploatare, pe baza principiilor statisticii matematice, duce la rezultate utile pentru determinarea condiţiilor industriale.

Dezvoltarea metodei statistice şi aplicarea ei cu discernămînt, o dată cu perfecţionarea metodelor de analiză economică, poate aduce o contribuţie însemnată la rezolvarea problemelor de conturare şi evaluare industrială a zăcămintelor de minereuri.

BIBLIOGRAFIE

[1] Smirnov, V. I.: *Podsciot zapasov mineralnovo sîria.* Moskva, 1950.

[2] Carlisle, D.: *Economic aspects of the definition of ore.* Bul. Inst Min. and Met. nr. 577/1954.

[3] Prokofiev, A. P.: *Okonturivanie rudnîh tel pri podsciote zapasov.* Moskva, 1955.

[4] Matheron, G.: *Applications des méthodes statistiques a l'evaluation des gisements.* Annales des Mines, decembrie, 1955.

[5] Pojariţki, V. K.: *Osnovî oţenki mestorojdenii poleznîh iskopaemîh i rudnikov.* Gornîi jurnal, nr. 9, 1957.

[6] Stammberger, F.: *Zum Problem der Bauwürdigkeit.* Zeitschrift für Angew. Geol., nr. 3, 1957.

[7] Lari, I. şi Mihailovici, N.: *Sur l'emploi d'une théorie algébrique pour la fondamentation de la méthode générale d'éxecution des travaux de prospection et d'exploration des gisements de metaux rares.* ONU. P. 1305, vol. II, Geneva, 1958, p. 535—544.

[8] Zdorov, V. M.: *Problema stabilirii conţinutului minim exploatabil al unui zăcămînt.* TNIGRI-Moscova, 1959.

[9] Racikovski, S. I.: *Osnovî ekonomiceskoi oţenki mestorojdenii poleznîh iskopaemîh v usloviah soţialisticeskovo hoziaistva.* Ţvetnaia Metallurghiia, nr. 6, 1959.

[10] Pomeranţev, V. V.: *Oţenka rudnîh mestorojdenii ţvetnîh i ciornîh metallov.* Moskva, 1961.

[11] Viskers, E. L.: *O aplicaţie a analizei marginale la determinarea conţinutului mediu.* Mining Engineering, iulie, 1961.

[12] Mihailovici, N.: *Conturarea zăcămintelor metalifere.* Lucrările ştiinţifice ale Institutului de mine Petroşeni, vol. III, 1962, p. 247—253 şi Revista Minelor, nr. 7, 1963.

[13] Nitu, Gh., Silaş, I. ş.a.: *Criterii de stabilire a conţinutului mediu minim şi a conţinutului limită la zăcămintele de minereuri.* Bucureşti, 1961.

[14] Matheron, G.: *Traité de geostastitique appliquée.* Vol 2,Paris, 1962—1963.

[15] Miller, R. L. şi Kahn, J. S.: *Satistical analysis in the geological sciences,* New York, 1962.

[16] *** *Studii pentru stabilirea condiţiilor industriale la diferite exploatări miniere.* IPROMIN, 1962—1963.

* * *

Îmbunătăţirea metodelor de exploatare şi metode noi aplicabile la zăcămintele de minereuri din regiunea Maramureş

Ing. *V. N. STĂNESCU* şi
ing. *GEORGETA TAPALOV*

În anii puterii populare producţia de minereu a minelor din regiunea Maramureş a cunoscut importante creşteri. Astfel, producţia din anul 1960 a crescut de peste 4,2 ori, iar pentru anul 1965 se prevede o producţie de peste 8,7 ori mai mare faţă de anul 1938.

Această creştere a producţiei s-a făcut, atît prin dezvoltarea minelor existente, cît şi prin punerea în exploatare de mine noi.

Creşterea productivităţii muncii însă nu s-a făcut în acelaşi ritm. Din figura 1, în care se arată dinamica producţiei de minereu, a efectivului de muncitori şi a productivităţii muncii la minele din regiunea Maramureş în perioada anilor 1950—1962, se desprind următoarele:

— în prima parte a acestei perioade (1950—1954) majorarea producţiei de minereu s-a obţinut în bună parte pe seama creşterii productivităţii muncii şi numai într-o proporţie mai redusă pe seama creşterii efectivului;

— în anii următori însă (1954—1958) situaţia se prezintă invers, fapt care se explică într-o mare măsură prin schimbarea structurală a efectivului unor unităţi, la care s-a mai adăugat intrarea în producţie a unei exploatări izolate cu un consum mare de manoperă;

— în ultima etapă a perioadei examinate (1958—1962) situaţia se redresează şi sporul de producţie începe să se realizeze din ce în ce mai mult pe seama creşterii productivităţii muncii.

Dezvoltarea producţiei în perioada de perspectivă necesită asigurarea unui ritm de creştere a productivităţii muncii mai rapid ca cel realizat pînă în prezent.

Căile de creştere a productivităţii muncii sînt multiple şi sînt legate de metodele de exploatare aplicate, precum şi de fiecare operaţie în parte din fluxul tehnologic.

I. Prezentarea indicatorilor principali realizaţi cu metodele de exploatare aplicate în prezent la minele din regiunea Maramureş

Metodele de exploatare aplicate la minele din regiunea Maramureş şi ponderea lor procentuală la realizarea producţiei în perioada anilor 1960—1962 sînt redate în tabela 1.

Tabela 1

Metode de exploatare	Ponderea metodelor pe an		
	1960	1961	1962
Cu fîşii orizontale ascendente şi rambleierea spaţiului excavat	62,9	55,9	53,00
Cu fîşii înclinate şi rambleierea spaţiului excavat	4,3	3,6	1,75
Cu înmagazinarea minereului	24,2	34,5	28,20
Cu fîşii transversale	—	2,0	6,40
Alte metode	8,6	4,0	10,65
Total :	100,0	100,0	100,00

Din datele tabelei 1 se observă următoarele :

1. Metoda de exploatare cu ponderea cea mai mare este cea cu *fîşii orizontale şi rambleirea spaţiului excavat.*

Dezavantajele acestei metode sînt productivitatea mai redusă şi preţul de cost mai ridicat faţă de alte metode aplicate.

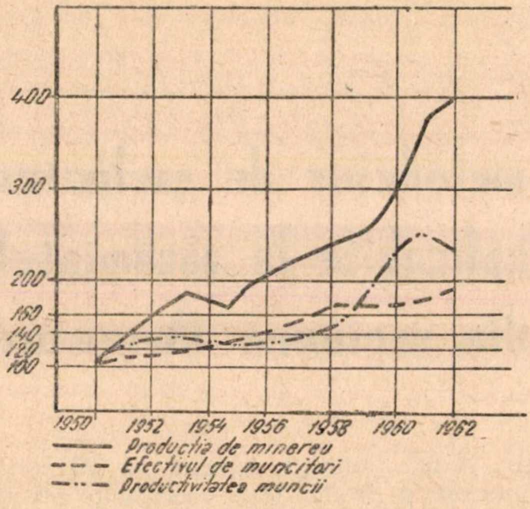


Fig. 1. Dinamica producţiei de minereu, a efectivului de muncitori, şi a productivităţii muncii la exploatările miniere de minereuri neferoase din bazinul Baia Mare în intervalul 1950—1962.

Avantajele acestei metode care explică şi ponderea ei mare sînt următoarele :

— elasticitate mare, ceea ce permite exploatarea zăcămintelor cu caracteristici foarte variate (ramificaţii, forme neregulate, incluziuni de steril, variaţii bruşte ale grosimii etc.) ;

— posibilitatea exploatării simultane pe mai multe orizonturi în cazul unei suprafeţe reduse a zăcămîntului ;

— posibilitatea de a evacua minereul selecţionat şi de a lăsa sterilul în abataj ;

— posibilitatea cercetării eventualelor mineralizaţii din pereţi şi a ramificaţiilor ;

— pierderi de exploatare reduse ;

— condiţii bune de aeraj.

2. Metoda de exploatare cu ponderea cea mai redusă este cea cu *fîşii înclinate şi rambleierea spaţiului excavat.* Această metodă, introdusă la minele Trustului minier Baia Mare în anul 1949, deşi prezintă un avantaj important — folosirea forţei gravitaţiei pentru evacuarea minereului din abataj şi pentru rambleierea spaţiului excavat — n-a căpătat extinderea scontată din următoarele motive :

— evacuarea greoaie a minereului în prima şi ultima etapă de dezvoltare a abatajului ;

— perforarea găurilor se face în condiţii destul de anevoioase — muncitorii perforînd de pe vatră înclinată ;

— posibilitatea redusă de alegere a sterilului în abataj ;

— greutatea cercetării mineralizaţiilor din pereţi ;

— deformarea şi degradarea rapidă a jgheabului ;

— sfărîmarea secundară anevoioasă a blocurilor mari de minereu.

3. Se observă o creştere a folosirii unor metode de exploatare care duc la o productivitate mai ridicată. Aşa este cazul *metodei de exploatare cu înmagazinarea minereului,* care prezintă o serie de avantaje printre care sînt de menţionat :

— volum redus pentru lucrările de pregătire ;

— eliminarea operaţiilor de susţinere şi transport în abataje ;

— aeraj bun ;

— productivitate mai ridicată ;

— menţinerea unei producţii constante ;

— simplicitate şi eficacitate ;

— preţ de cost mai mic faţă de celelalte metode aplicate la minele din această regiune.

Această metodă însă nu este extinsă în măsura pe care o permit condiţiile de zăcămînt. În schimb, au fost cazuri cînd metoda s-a extins peste limitele admise de condiţiile de zăcămînt.

4. Metoda de exploatare cu camere transversale şi rambleiere (abataj transversal) este cea mai puţin productivă şi cea mai scumpă dintre toate metodele folosite. Pînă în prezent ea s-a aplicat numai la exploatarea planşeelor de siguranţă, în care scop corespunde întrutotul. S-a prevăzut totuşi ca ea să fie extinsă la exploatarea filoanelor cu grosimi mari, în vederea asigurării securităţii muncii.

Prin aplicarea acestor metode de exploatare s-au realizat, în anul 1962, următoarele productivităţi medii pe trust (fig. 2) :

— cu fîşii orizontale şi rambleiere	3,12
— cu fîşii înclinate şi rambleiere	5,44
— cu înmagazinare	4,15
— cu fîşii transversale	2,96
— alte metode	2,38
Medie ponderată	3,22

Extinderea metodelor de exploatare, care folosesc pentru transportul în abataj forţa gravitației (fig. 3 și 4), a contribuit în mod evident la creșterea medie, pe regiune, a productivității muncii, așa cum rezultă din figura 5.

Ținînd seamă de caracteristicile geologico-miniere ale zăcămintelor din regiunea Maramureș, se apreciază că pînă în anul 1965 frecvența de aplicare a metodelor de exploatare care folosesc forța gravitației ar putea crește pînă la circa 45%, și anume: circa 35% metoda de exploatare cu înmagazinarea minereului și circa 10% metoda de exploatare cu fîșii înclinate și rambleiere.

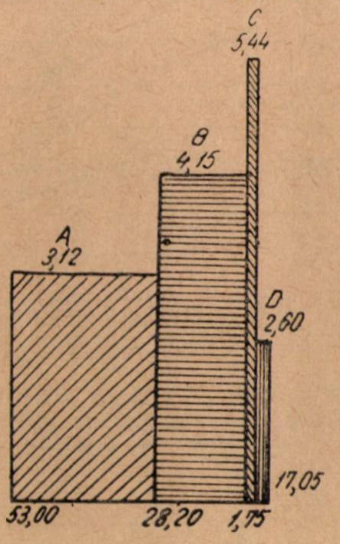


Fig. 2. Comparația randamentelor obținute cu diferite metode de exploatare:

A — metoda cu fîșii orizontale și rambleiere; B — metoda cu înmagazinarea minereului; C — metoda cu aripi înclinate; D — alte metode.

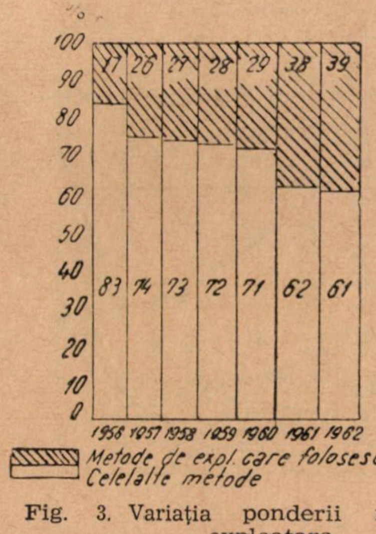


Fig. 3. Variația ponderii metodelor de exploatare.

Aceasta ar putea duce la o creștere a productivității muncii în abataj cu 10—15% față de realizările anului 1962.

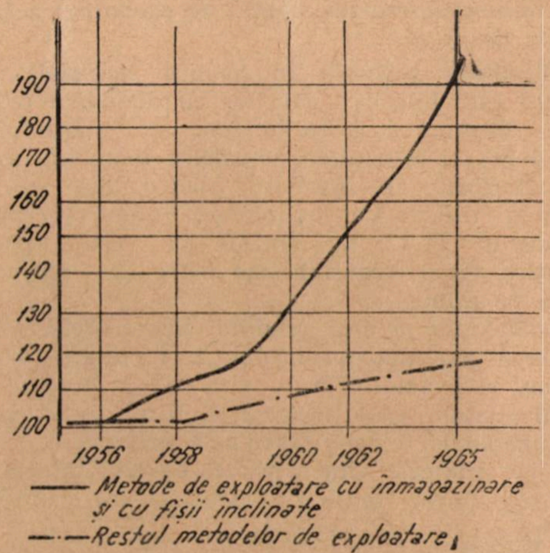


Fig. 4. Extinderea metodelor de exploatare care folosesc forța gravitației (față de realizările anului 1956).

În afară de redistribuirea ponderii metodelor de exploatare în favoarea acelora care folosesc forța gravitației pentru transportul în abataj, se impune și luarea unor măsuri pentru îmbunătățirea indicatorilor tehnici și economici ai fiecărei metode în parte.

II. Posibilități de îmbunătățire a metodelor de exploatare aplicate

Folosind experiența țărilor cu tehnică minieră mai avansată, se pot lua o serie de măsuri, care să ducă la îmbunătățiri substanțiale în aplicarea metodelor de exploatare existente.

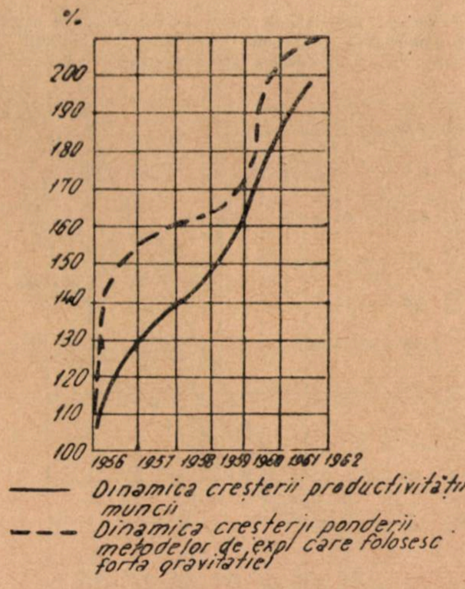


Fig. 5. Dinamica creșterii productivității muncii în abataj în perioada 1956—1962 în comparație cu creșterea ponderii metodelor de exploatare care folosesc forța gravitației.

1. *Îmbunătățirea tehnologiei de executare a găurilor de mină*

Tendința generală în tehnica mondială minieră este folosirea găurilor cu diametru redus (28—36 mm), însă cu lungime mai mare (pînă la 4 m) și înlocuirea actualelor instalații grele de perforat cu instalații ușoare, dar cu un număr ridicat de lovituri pe minut (perforatoare de 14—25 kg, așezate pe coloane pneumatice, cu o frecvență mai mare de 2 500 lovituri pe minut).

Îmbinarea acestor tendințe prin corelarea optimă a parametrilor a dus la rezultate foarte bune, reflectate printr-o creștere a productivității muncii la perforare pînă la patru ori față de metodele folosite la minele noastre.

Din graficele din figurile 6—12, întocmite pentru două tipuri de perforatoare (OM-506

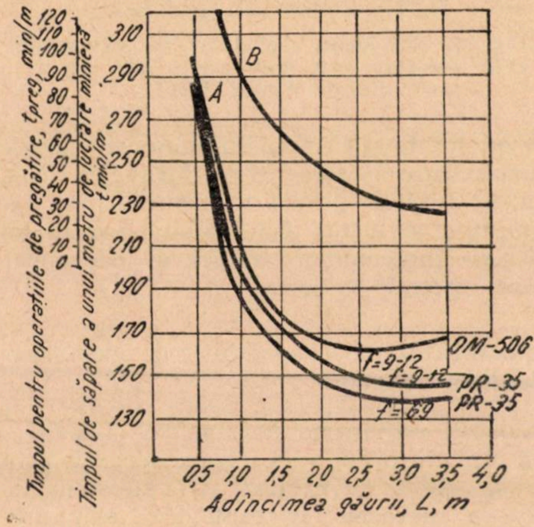


Fig. 6:

A — variația timpului de săpare în funcție de adîncimea găurii, min/m; *B* — variația timpului pentru operațiile de pregătire în funcție de adîncimea găurii, min/m.

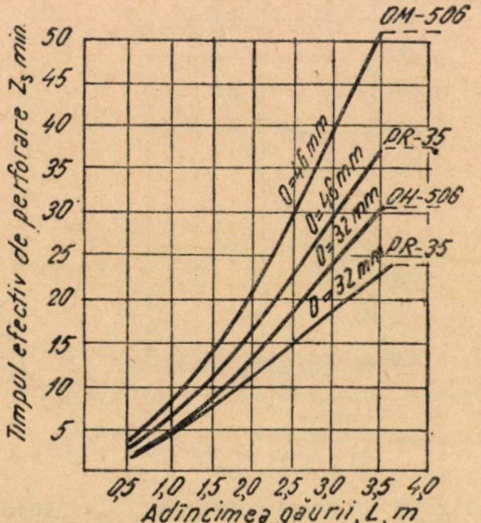


Fig. 7. Variația timpului efectiv de perforare în funcție de adîncimea găurilor la f=9-12.

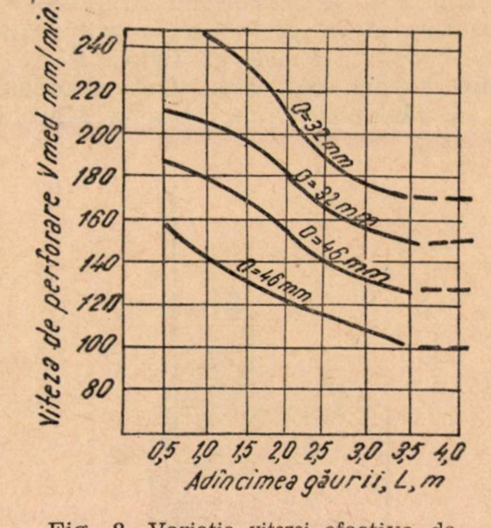


Fig. 8. Variația vitezei efective de perforare în funcție de adîncimea găurilor la f=9-12.

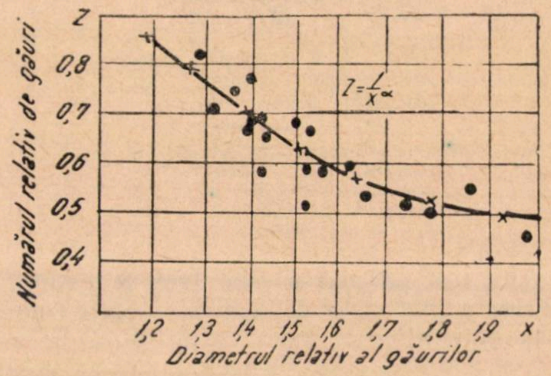


Fig. 9. Variația numărului de găuri în funcție de diametrele lor.

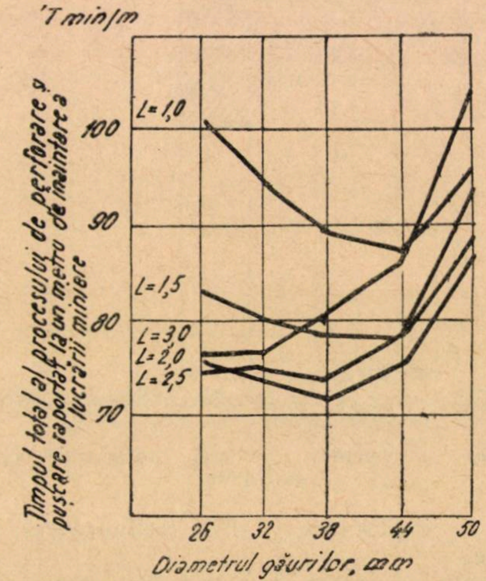


Fig. 10. Variația consumurilor de timp în funcție de diametrul și adîncimea găurilor.

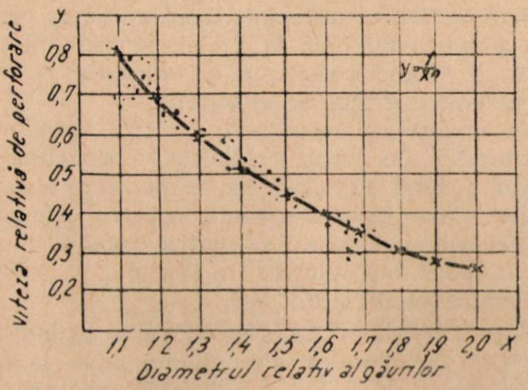


Fig. 11. Variația vitezei de perforare în funcție de diametrul găurilor.

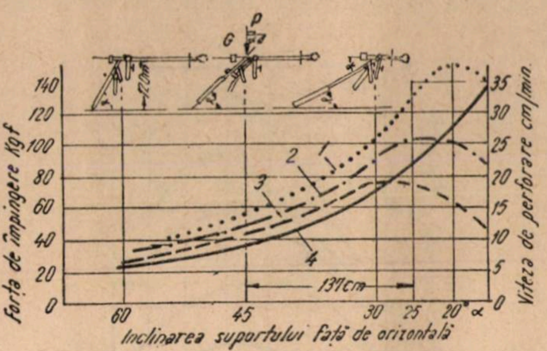


Fig. 12. Variația forței de împingere a perforatorului și a vitezei de perforare în funcție de înclinarea suportului:

1 — viteza de perforare la presiunea aerului comprimat de 6 at ; *2* — viteza de perforare la presiunea aerului comprimat de 5 at ; *3* — viteza de perforare la presiunea aerului comprimat de 4 at ; *4* — forța de împingere.

și PR-35), se văd în mod clar avantajele găurilor mai adînci, cu diametre mici.

Se impune necesitatea înzestrării minelor noastre cu perforatoare de tipuri noi, care să asigure viteze mai mari de perforare.

În abataje, pentru menținerea unui front cît mai drept în vederea mecanizării operației de transport a minereului, se impune să se treacă la generalizarea aplicării găurilor de mină cît mai aproape de verticală (75—85°).

O atenție deosebită trebuie îndreptată spre menținerea unei presiuni optime a aerului comprimat la fronturile de lucru (5—7 at). Din figura 13 se vede influența presiunii aerului comprimat asupra vitezei de perforare.

Presiunea optimă din punct de vedere tehnic este de 7—8 at. La creșterea presiunii de la 8 la 12 at efectul este mai mic, datorită faptului că în acest caz se înrăutățesc condițiile de tăiere a rocii, respectiv a fundului găurii de către tăișul capului sfredelului din cauza reacției puternice a reculului, a saltului mare pe care îl face capul de sfredel și ca urmare a micșorării timpului cheltuit pentru tăierea rocii.

La presiuni mai mari de 12 at se provoacă obosirea rapidă a muncitorilor din cauza vibrațiilor mari, uzura mai rapidă a pieselor perforatorului și se constată o creștere bruscă a zgomotului.

În cazul în care presiunea scade sub 5 at, este necesar să se recurgă la instalații de recomprimare a acestuia.

Nu trebuie însă neglijată nici presiunea apei de spălare, care, așa cum se vede din figura 14 are, de asemenea, o influență destul de mare asupra vitezei de perforare. Diferența dintre presiunea aerului comprimat și aceea a apei nu trebuie să depășească o atmosferă.

Pentru îmbunătățirea operației de burare urmează să se continue cercetările. Experiențele făcute cu dispozitivul profesorului dr. Kotta din R.P.U. pentru burarea cu nisip n-au dus la rezultate satisfăcătoare. De altfel această metodă nu pare să fie indicată nici din punctul de vedere al N.T.S.-ului, deoarece o parte din nisipul din buraj chiar dacă este umezit ajunge în curentul de aer ca o suspensie de praf cu un conținut ridicat de cuarț. De aceea este indicat ca atenția cercetătorilor să fie îndreptată spre alte metode (dopuri din material plastic etc.), care înlătură acest dezavantaj și duc la o mărire a productivității.

2. *Mecanizarea încărcării și a transportului de masă minieră excavată*

În metodele de exploatare care nu permit evacuarea minereului prin greutatea proprie, operația respectivă trebuie să fie pe cît posibil mecanizată.

Pe baza experienței cîștigate la unele mine din Baia Mare, screperele au perspective de a fi aplicate pentru transportul minereului și a rambleului în abataje. Tipul screperelui, care a dat pînă în prezent rezultatele cele mai bune, este LU-15, la care s-au propus noi perfecționări și care urmează să fie fabricat de uzina UNIO Satu Mare sau U.M.U.M. Baia Mare. Domeniul de aplicare a transportului cu screpere îl prezintă filoanele cu grosime constantă de peste 1 m.

Pentru ușurarea funcționării screperelor și în vederea evitării antrenării sterilului din vatra abatajelor, este recomandabilă podirea vetrei cu table de 1 000 x 3 000 x 10 mm, sau cu șine vechi de cale ferată.

Este, de asemenea, util să se experimenteze folosirea mașinilor de încărcat cu buncăr, care prin mobilitatea și dimensiunile lor reduse se pot adapta bine condițiilor de muncă din abataje.

Utilizarea transportoarelor (benzi, crațere etc.) în condițiile de lucru existente în minele de minereuri are perspective reduse.

3. *Organizarea lucrului*

O altă măsură cu caracter de aplicare la toate metodele de exploatare practicate și care are o importanță deosebită este organizarea rațională a componenței echipei de muncă și gradul ei de calificare.

Este indicat ca îmbunătățirea organizării să fie însoțită și de dotarea și aprovizoinarea abatajelor și a echipelor de lucru cu unelte și piese de schimb și de rezerve la timp și în cantitate suficientă astfel încît să fie asigurată o continuitate în desfășurarea procesului tehnologic în condiții normale de lucru, concomitent cu eliminarea tuturor strangulărilor.

Trebuie create condiții de desfășurare normală a muncii în subteran ca: aerajul, iluminatul, eliminarea prafului nociv chiar la locurile de producerea lui etc.

4. *Tehnologia metodelor de exploatare aplicate*

Tehnologia fiecărei metode de exploatare în parte poate fi, de asemenea, îmbunătățită prin măsuri specifice metodei respective.

Astfel, la *metoda de exploatare cu înmagazinarea minereului*, pe lîngă măsurile arătate anterior în legătură cu susținerea pereților, trebuie redusă distanța între gurile de evacuare a minereului din abataje. Această distanță în prezent variază între 3 și 6 m.

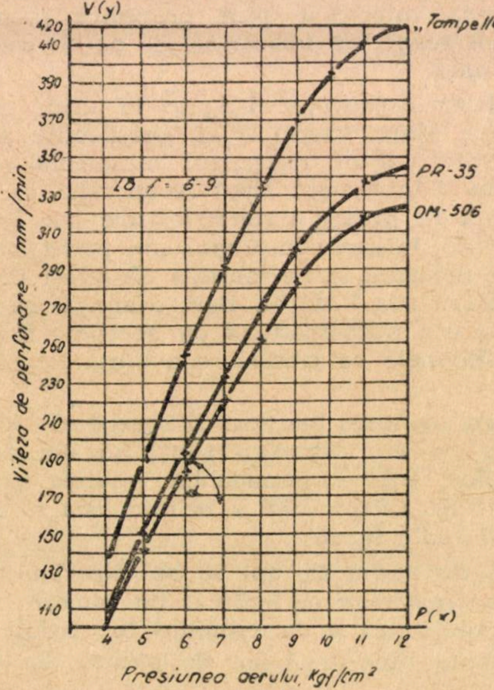


Fig. 13. Variația vitezei de perforare a perforatorului în funcție de presiunea aerului comprimat.

Prin reducerea distanței între gurile de evacuare a minereului pînă la 1,5 m, se poate micșora în mod esențial consumul de manoperă pe care îl reclamă operația de evacuare.

La *metoda de exploatare cu fîșii înclinate și rambleiere* pe lîngă celelalte îmbunătățiri de ordin general urmează să se podească mai îngrijit vatra fîșiei înclinate, pentru înlesnirea alunecării minereului și pentru evitarea în mai mare măsură a diluării minereului cu sterilul din vatra rambleiată.

Totodată este recomandabil să se extindă experiențe cu folosirea restogolului mobil la marginea fîșiei, în vederea înlesnirii evacuării minereului în perioada de dezvoltare a abatajului.

Desfășurarea normală a lucrărilor de abataj în cadrul acestei metode este condiționată de asigurarea aprovizionării ritmice și în cantități suficiente a locului de muncă cu material de rambleiere.

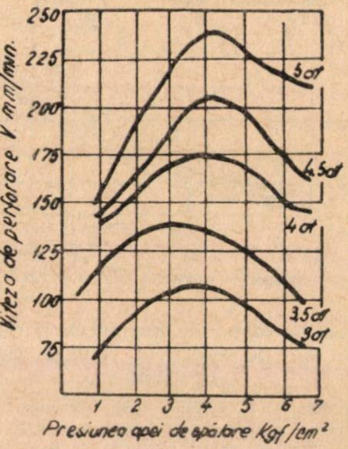


Fig. 14. Variația vitezei de perforare în funcție de presiunea apei de spălare la presiuni diferite ale aerului comprimat.

La *metoda de exploatare cu fîșii orizontale și rambleiere* se impune, în cazul grosimilor de filon de peste 1 m, mecanizarea operației de transport a minereului excavat pînă la rostogoalele colectoare.

Mecanizarea operațiilor de transport va avea la această metodă o eficiență tehnică și economică însemnată.

Între obiectivele de întrecere socialistă trebuie să fie cuprinse și acelea referitoare la îmbunătățirea tehnologiei de lucru în abataje, precum și un larg schimb de experiență între echipele și exploatările fruntașe.

III. Metode noi de exploatare aplicabile la minele din regiunea Maramureș

În afară de preocuparea pe linia îmbunătățirii metodelor actuale de exploatare și extinderea celor mai productive dintre ele urmează

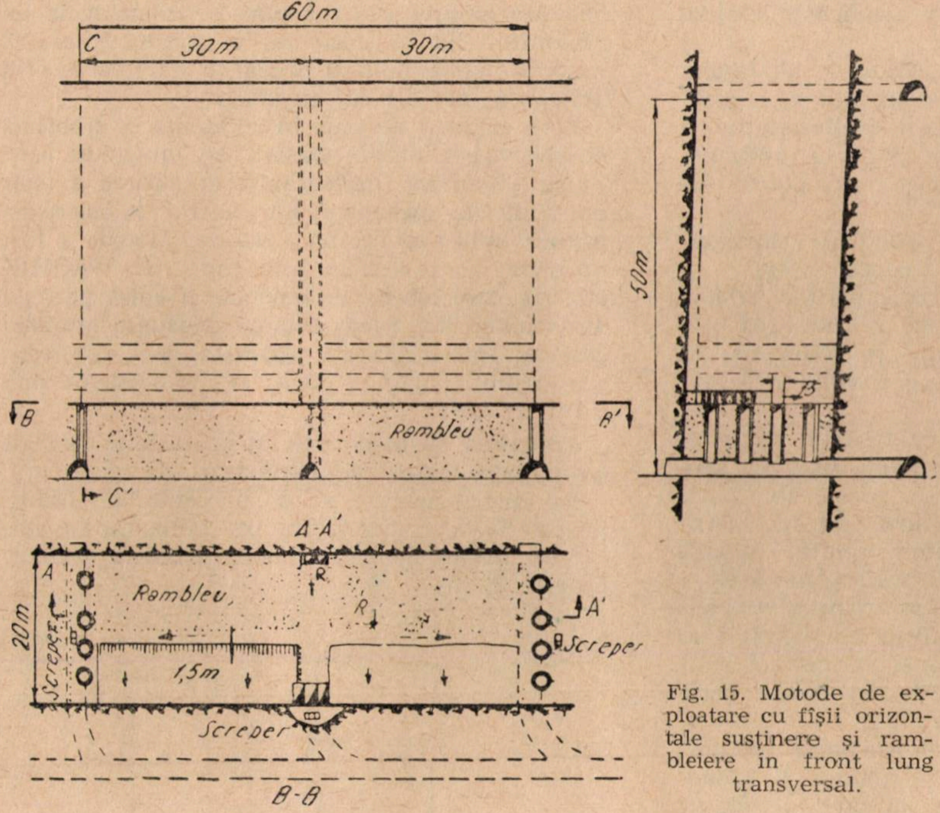


Fig. 15. Motode de exploatare cu fîşii orizontale susţinere şi rambleiere în front lung transversal.

să se treacă neîntîrziat la crearea condiţiilor de introducere a unor metode noi de productivitate mărită, aplicabile în special porţiunilor mai groase ale zăcămintelor din regiunea Maramureş.

În această ordine de idei sînt de examinat următoarele metode de exploatare :

a. Metoda de exploatare cu fîşii orizontale ascendente şi rambleierea spaţiului excavat în alternativele :

— cu front lung excavat direcţional ;

— cu front lung excavat transversal (fig. 15).

b. Metoda de exploatare cu fîşii pe înclinare şi avansare direcţională cu front lung, cu rambleiere sau surparea în spaţiul excavat (fig. 16).

c. Metoda de exploatare cu surpare (fig. 17).

d. Metoda de exploatare combinată cu camere şi stîlpi (fig. 18).

— Cele două variante îmbunătăţite ale metodei de exploatare cu fîşii orizontale ascendente şi rambleierea spaţiului excavat (cu front lung direcţional sau transversal) reprezintă îmbunătăţiri ale metodei de bază la care procesul tehnologic de excavare a fost modificat în scopul trecerii la abatarea fîşiei în front lung, fie cu înaintare direcţională, fie cu înaintare transversală.

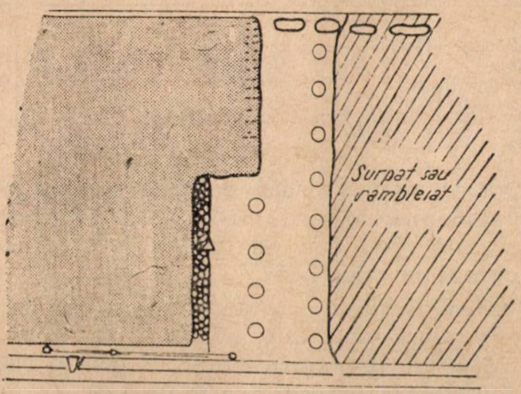


Fig. 16. Metoda de exploatare cu fîşii pe înclinare şi avansare direcţională cu front lung şi susţinere (cu surpare sau rambleiere ulterioară).

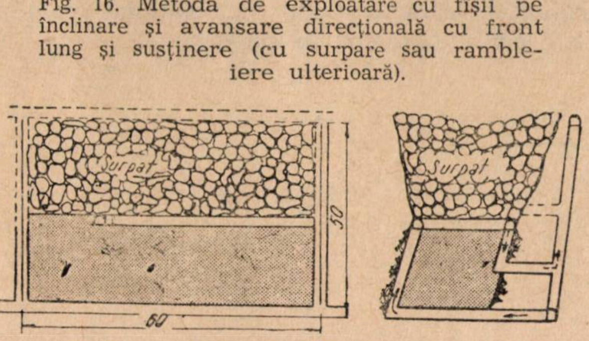


Fig. 17. Metoda de exploatare cu fîşii orizontale descendente şi surpare.

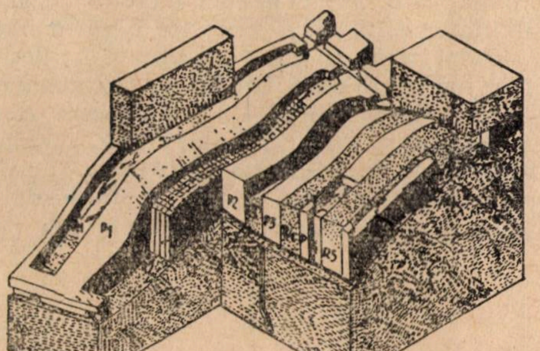


Fig. 18. Metoda de exploatare combinată cu cameră cu stîlpi :

R_1-R_5 — abataj în faza I ; P_1-P_5 — abataj în faza a II-a ; spaţiile punctate — rambleu hidraulic cu beton slab.

Prin această modificare se urmăreşte realizarea următoarelor obiective:

— reducerea înălţimii exagerate a abatajului şi prin aceasta o mai mare securitate a muncii;

— obţinerea unei granulaţii îmbunătăţite a masei excavate, ceea ce va permite aplicarea unei mecanizări mai avansate a evacuării minereului;

— aplicarea metodei în condiţii satisfăcătoare la grosimi de filon ce depăşesc 4 m;

— îmbunătăţira tuturor indicatorilor tehnici şi economici putîndu-se ajunge la dublarea productivităţii muncii în abataje şi reducerea în consecinţă a preţului de cost cu peste 25% faţă de realizările sale.

— Metoda de exploatare cu fîşii pe înclinare şi avansarea direcţională cu front lung cu susţinere şi fără rambleiere se poate aplica cu succes pentru exploatarea filoanelor sau porţiunilor de filoane cu grosime relativ redusă (pînă la 2 m) şi cu înclinare mică (pînă la 45—50°) la care nu se poate folosi transportul minereului prin cădere liberă. Prin aplicarea ei se pot realiza indicatori tehnici şi economici buni (o productivitate cu 30—40% mai mare decît media realizată pînă în prezent).

— Metoda de exploatare cu surpare este justificată, din punct de vedere tehnic şi economic, începînd de la o grosime la care metoda cu înmagazinare a minereului nu ar mai putea fi aplicată (de la 3 la 4 m) şi în condiţii de zăcămînt corespunzătoare. În aceste condiţii se pot realiza indicatori tehnici şi economici mult mai buni.

— Metoda de exploatare combinată cu camere şi stîlpi se aplică la unele mine din U.R.S.S. (Zireansk) şi la mina Outokumpu—Finlanda. Avantajul principal al acestei metode constă în posibilitatea exploatării succesive a zăcămintelor de grosimi mari şi cu o stabilitate mijlocie a rocilor înconjurătoare. Modul de rambleiere a camerelor după golirea lor (rambleiere cu beton) permite exploatarea alternativă a stîlpilor în condiţii de securitate satisfăcătoare şi reduce pierderile de zăcămînt la minim. Domeniul de aplicare a acestei metode la minele din regiunea Maramureş s-ar mărgini deocamdată la un zăcămînt. Ea ar duce la o productivitate a muncii comparabilă cu aceea ce s-ar realiza prin aplicarea metodei cu surpare.

Este necesar de scos în evidenţă o problemă nouă pentru minele noastre de minereuri neferoase şi anume, exploatarea în carieră a unor porţiuni de zăcăminte ale căror caracteristici permit aplicarea acestei metode. Metoda a fost propusă în proiectele întocmite de IPROMIN pentru exploatarea în carieră a unei porţiuni din zăcămîntul Suior situată deasupra nivelului galeriei intermediare I. Aceasta duce la creşterea productivităţii muncii şi la scăderea preţului de cost.

Aplicarea metodei este însă condiţionată de adîncimea optimă de exploatare la zi.

În urma analizei şi a propunerilor făcute, productivitatea muncii pe un muncitor în abataj la nivelul anului 1965 s-ar prezenta conform tabelei 2.

Tabela 2

	Medie şi total	Metode de exploatare				
		fîşii orizontale în toate variantele	înmagazinare	fîşii înclinate	surpare	diverse
Grad de extindere, %	100	39,5	29,4	22,6	2,9	5,6
Productivitatea în 1965, t/post	5,1	4,3	9,1	4,9	12	30

Productivitatea medie posibilă de realizat în anul 1965 prin măsurile propuse, de 5,1 tone/post, reprezintă 176% faţă de productivitatea muncii în abataj în anul 1959.

Pentru atingerea acestui rezultat într-un termen cît mai scurt este necesar ca exploatările să elaboreze propuneri concrete pentru planuri de măsuri pe linia celor arătate mai sus ţinînd seamă de caracteristicile şi condiţiile specifice ale fiecărui zăcămînt în parte.

* * *

Unele probleme de aeraj în legătură cu împuşcarea în masă

Ing. *A. DRĂGUŞIN*

Rezolvarea problemelor de aeraj care au apărut în ultimii ani, ca urmare a trecerii de la aerajul natural la aerajul artificial, a constituit o preocupare atît în activitatea de proiectare cît şi în cea de producţie.

Trecerea de la aerajul natural la cel artificial este o necesitate urgentă pentru minele de minereuri, care reclamă această schimbare, datorită atît condiţiilor în care se dezvoltă exploatarea (adîncimi mari, producţii mult sporite), cît şi grijii permanente de a asigura muncitorilor condiţii favorabile de muncă în subteran.

Începînd din anul 1958, IPROMIN a întocmit o serie de proiecte de aeraj pentru majoritatea minelor de minereuri.

Din experienţa de pînă în prezent, s-a constatat că dintre problemele de bază care trebuie studiate în cadrul unui proiect de aeraj pot fi enumerate :

- calculul debitului necesar de aer ;
- alegerea schemelor de aeraj ;
- determinarea parametrilor de aeraj ;
- alegerea agregatelor motor-ventilator cu indicarea regimului de funcţionare în diferite etape ;
- dimensionarea instalaţiilor de încălzire a aerului (acolo unde este cazul) ;
- studiul regimului termic pentru minele mai adînci sau care prezintă pericol de autoaprindere ;
- aspectul economic al soluţiilor de aeraj etc.

Rezolvarea primelor două probleme la o mină care este în curs de deschidere prezintă o notă aparte datorită, atît caracteristicilor zăcămîntului, cît şi metodelor de exploatare preconizate.

Mina considerată va exploata un zăcămînt cuprifer format din mai multe corpuri mineralizate cu grosimi cuprinse între 5 şi 30 m şi înclinări de 40—80°, rocile înconjurătoare fiind formate din calcare dure şi stabile.

Metodele de exploatare posibile de aplicat în acest zăcămînt, studiate detaliat în proiectele elaborate pînă în prezent de IPROMIN şi ICEMIN, sînt următoarele :

- metoda de exploatare cu galerii de subetaj (fig. 1) ;
- metoda de exploatare în camere cu înmagazinare (fig. 2) ;
- metoda de exploatare cu abataj frontal pe înclinare ;
- metoda cu stîlpi părăsiţi.

Primele două metode sînt considerate ca metode de bază urmînd a fi aplicate în proporţie de circa 80%.

Din punctul de vedere al aerajului trebuie evidenţiat faptul că în cadrul metodelor de bază citate anterior, minereul va fi extras folosindu-se împuşcarea în masă. S-a indicat a se extrage deodată o felie de circa 10 000 t minereu ceea ce ar duce la explodarea simultană a unei cantităţi de 2 600 kg de exploziv.

În cele ce urmează se vor arăta succint cîteva consideraţii care au stat la baza determinării debitului de aer şi alegerii unei scheme raţionale de aeraj.

A. CALCULUL DEBITULUI DE AER

Calculul cantităţii de aer necesar şi suficient pentru realizarea în bune condiţii a aerajului principal reprezintă o problemă destul de dificilă.

Greutatea calculului corect al cantităţii de aer constă în următoarele :

În afară de necesitatea de a trimite în mină un volum definit de aer necesar respiraţiei oamenilor care lucrează în subteran, trebuie să se trimită în lucrările miniere şi o cantitate apreciabilă de aer pentru diluarea şi evacuarea gazelor toxice provocate de explozie, precum şi a prafului de mină. Cantităţile absolute, în care se găsesc aceste impurităţi, nu numai că nu se cunosc din timp cu precizie, dar ele variază neîncetat în funcţie de caracterul operaţiilor executate în orice moment : perforarea găurilor (praf) explodarea găurilor (gaze nocive) încărcarea şi evacuarea minereului (praf). Procesul primenirii gazelor la locul de perforare şi a evacuării lor nu este complet clarificat, deşi în ultimii ani s-au făcut numeroase studii importante în alte ţări.

Aerul furnizat trebuie să menţină atmosfera în condiţii termice cît mai corespunzătoare, însă nici regimul termic al minelor [1] nu este suficient clarificat.

Dacă la cele amintite se adaugă faptul că mina considerată este o mină nouă, unde se vor aplica metode de mare productivitate cu împuşcări în masă (şi nu avem alte mine asemănătoare în ţară de unde s-ar putea lua elemente de comparaţie), atunci toată complexitatea calculului corect al debitului de aer pentru această unitate nouă apare destul de evidentă.

Pentru a admite un debit optim de aer în mină s-a calculat cantitatea de aer necesar după mai mulți factori și anume: oameni și locomotive, explozivi și praf.

I. Calculul debitului de aer necesar după factorul oameni și locomotive

Calculul cantității de aer necesar în lucrările subterane după numărul de oameni, cai și locomotive cu combustie internă se face după formula:

$$Q = (n_o \cdot q_o + m_o \cdot q_1 + P_o \cdot q_c) \text{ m}^3/\text{min}$$

în care:

n_o este numărul de muncitori în schimbul cel mai populat;
m_o — numărul de locomotive cu combustie internă într-un schimb;
p_o — numărul de cai din subteran;
q_o — debitul de aer prevăzut de N.T.S. pe cap de muncitor, m^3/min;
q_1 — debitul de aer prevăzut de N.T.S. pentru o locomotivă cu combustie internă, m^3/min;
q_c — debitul de aer prevăzut de N.T.S. pentru un cal, m^3/min.

Menționăm că N. T. S. 1961, editate de Comitetul geologic și Consiliul Central al Sindicatelor pentru minele de minereuri feroase, neferoase, nemetalifere și sare, prevăd, la articolul 541, că pentru determinarea cantității de aer să se admită cel puțin 3 m^3/min pentru fiecare om, 12 m^3/min pentru fiecare cal aflat în mină și 100 m^3/min pentru fiecare locomotivă cu combustie internă.

Potrivit N.T.S. sovietice, ediția 1955, pentru exploatarea zăcămintelor de minereuri metalifere, nemetalifere și aluvionare, debitul necesar pentru fiecare om este de cel puțin 6 m^3/min.

Un interes practic îl prezintă datele din tabela 1 în care sînt redate, după A. Skocinski și V. Komarov, elementele prin care se caracterizează eficacitatea aerajului la 25 mine de minereuri de fier cu diferite cantități de aer pentru un muncitor din subteran [4].

Față de cele de mai sus rezultă că, după N.T.S. ediția 1961, debitul necesar de aer în cazul nostru ar fi de:

$$Q = 550 \times 3 + 3 \times 100 = 1\,950 \text{ m}^3/\text{min} = 33 \text{ m}^3/\text{s}$$

ceea ce ar duce la un debit real al minei

$$Q_{rm} = 33 \times 1{,}3 = 43 \text{ m}^3/\text{s}.$$

Debitul ventilatorului va fi:

$$Q_v = 43 \times 1{,}1 = 47 \text{ m}^3/\text{s}.$$

II. Calculul debitului de aer necesar după factorul explozivi

La calculul cantității de aer după consumul de explozivi s-au avut în vedere lucrările de explorare — deschidere — pregătire și separat lucrările de abataj.

Tabela 1

Nr. crt.	Metoda de exploatare	Numărul minelor	Cantitatea medie de aer pentru un muncitor m³/min	Calitatea aerajului
1	Galerii de subetaj	3	24,0	perfect
		3	18,3	bun
		2	12,8	satisfăcător
		2	8,5	nesatisfăcător
2	Surpare în subetaje	3	22,6	perfect
		1	17,0	bun
		2	9,9	satisfăcător
		1	7,1	nesatisfăcător
3	Surpare în fîșii	2	19,8	perfect
		1	14,2	bun
		2	11,3	satisfăcător
		3	7,1	nesatisfăcător

1. Debitul de aer necesar pentru lucrările de explorare, deschidere, pregătire și sfărîmare secundară

Considerînd aplicabilă formula dată de Skocinski și Komarov, rezultă:

$$Q_a = \frac{A \cdot b}{10\, c \cdot t} k_o \text{ m}^3/\text{s},$$

în care:

A este consumul de explozivi pe schimb, 220 kg;
b — volumul CO pentru 1 kg explozivi, 40 l;
c — concentrația de CO maximă admisă, 0,008%;
t — durata de aerisire conform N.T.S. art. 541, 15 min;
k_o — coeficient de simultaneitate, 0,5.

$$Q_a = \frac{220 \times 40}{10 \times 0{,}008 \times 15 \times 60} 0{,}5 = 61 \text{ m}^3/\text{s}.$$

2. Debitul de aer necesar pentru lucrările de abataj.

S-a arătat anterior că la mina considerată se va folosi în general două metode de exploatare și anume:

— cu galerii de subetaj (mai frecvent în sectorul nord);

— în camere cu înmagazinare (mai frecvent în sectorul sud).

Din punctul de vedere al aerajului, metoda de exploatare cu galerii de subetaj face parte din grupa metodelor de exploatare la care spațiul de lucru reprezintă o cameră aerisită printr-un curent continuu activ, pe cînd metoda de exploatare cu înmagazinare face parte din grupa metodelor de exploatare la care spațiul de lucru nu este aerisit printr-un curent continuu activ.

a. Calculul cantității de aer pentru metode de exploatare în care spațiul de lucru reprezintă o cameră aerisită prin curent continuu activ (fig. 1).

Caracteristic din punctul de vedere al aerajului este faptul că în cadrul metodelor din această grupă (galerii de subetaj, surpare în subetaje, înmagazinarea minereului cu golirea parțială a abatajului etc.) produsele exploziei sînt evacuate din cameră (abataj) de *curenții liberi.*

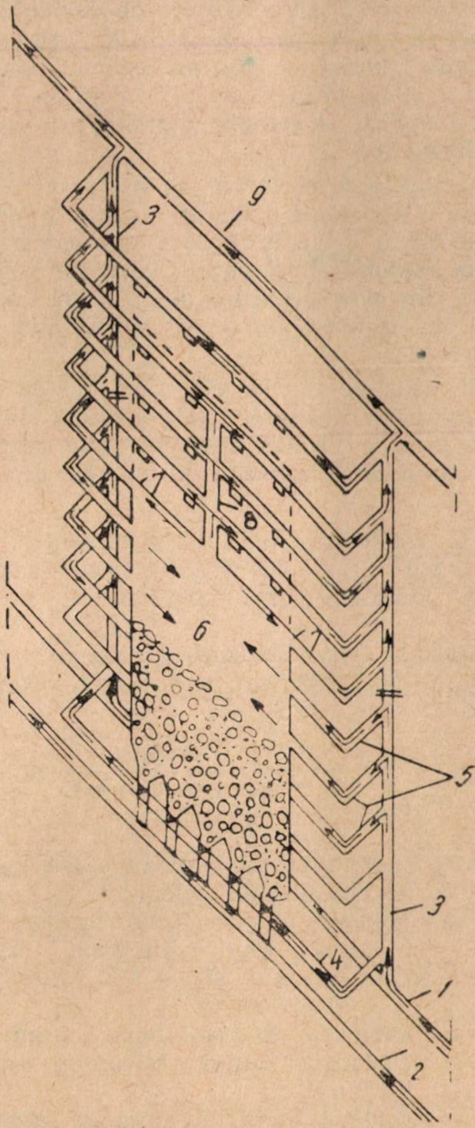


Fig. 1. Schema de aeraj a blocului în cadrul metodei de exploatare cu galerii de subetaj:

1 — galerie de transport; *2* — galeriile pentru incărcarea minereului; *3* — suitor; *4* — galeria orizontului de sfărimare; *5* — galerie de subetaj (de impușcare); *6* — cameră; *7* — galerii superioare de subetaj; *8* — suitor pentru inceperea abatajului; *9* — galeria de aeraj a orizontului.

Calculul cantității de aer după formula lui V. N. Voronin:

$$Q_b = 2{,}3 \frac{V_k}{K_t \, t} \log \frac{500\ A}{V_k},\ \mathrm{m^3/s}$$

în care:

V_k este volumul camerei aerisite, 5 880 m^3;
K_t — coeficientul difuziei turbionare, 0,678;
t — timpul de aerisire, 1 800 s;
A — cantitatea de exploziv împușcată simultan, 2 600 kg,

duce la un debit de:

$$Q_b = 2{,}3 \frac{5\,880}{0{,}678 \times 30 \times 60} \log \frac{500 \times 2\,600}{5\,880} = 26\ \mathrm{m^3/s}\cdot$$

b. Calculul cantității de aer pentru metoda de exploatare în care spațiul de lucru nu este aerisit printr-un curent continuu activ (fig. 2 și 3).

Particularitatea acestor metode de exploatare (camere cu excavare în felii a minereului cu ajutorul sondelor orizontale, surparea în etaje, înmagazinarea etc.) constă în următoarele:

— Lucările de împușcare, în majoritatea cazurilor explodare în masă, se fac într-un spațiu închis care este limitat în părți de stîlpi și la tavan de minereu, sau de rocile surpate. În vatra camerei sînt plasate pîlniile care comunică prin rostogoluri cu lucrările miniere ale orizontului de sfărîmare secundară sau transport.

— Gazele formate în urma împușcării în masă parțial sînt azvîrlite prin rostogoluri în orizon-

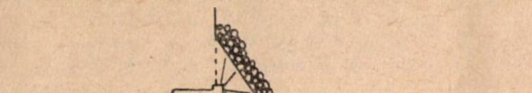


Fig. 2. Schema de aeraj a blocului în cadrul metodei de exploatare în camere cu înmagazinare:

1 — galerii de transport; *2* — galerie de incărcare a minereului; *3* — rostogoale; *4* — galerie colectoare de minereu; *5* — suitor; *6* — galerie de legătură; *7* — suitorul blocului; *8* — galerie de abataj; *9* — suitor de minereu; *10* și *11* — galerii; *12* — galerie de acces; *13* — suitor de bloc; *14* — cameră.

tul de transport, parţial pătrund în suitori (în cazul distrugerii nişelor de perforare) şi o parte pot fi împinse în blocurile vecine exploatate sau surpate. O altă parte din gaze rămîn un timp mai scurt sau mai lung în spaţiul liber al camerei şi între bucăţile de minereu excavat.

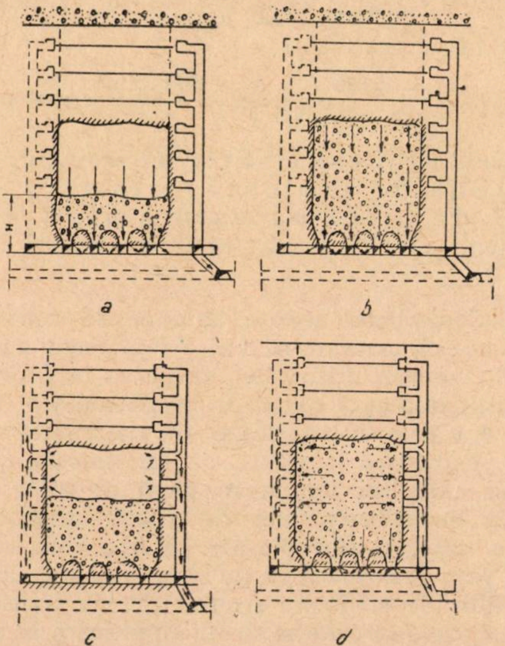


Fig. 3. Evacuarea gazelor din abataje-cameră după explozia în masă :
a şi b — în cazul păstrării nişelor de perforare ; c şi d — în caul distrugerii nişelor de perforare.

— Rolul principal al aerajului, pentru aceste metode de exploatare, constă în primul rînd în diluarea şi evacuarea din mină a părţii de gaze formate în urma împuşcării în masă şi care au umplut lucrările miniere situate în sensul curentului de aeraj cît şi în sensul opus ; în al doilea rînd în asigurarea aerisirii active a lucrărilor miniere din orizontul de screperare sau ciuruire şi îndepărtării gazelor rezultate cu ocazia evacuării minereului.

— Este de reţinut că necesarul de aer în perioada aerisirii intense (după împuşcarea masivă) este diferit de cel din perioada regimului normal (evacuarea minereului).

Prof. S. I. Lugovski, în urma studierii procesului de filtrare a gazelor prin pătura de minereu, a propus un procedeu de calcul pe care l-a verificat printr-un mare număr de experienţe industriale [2].

Acest procedeu are la bază următoarele consideraţii :

După împuşcarea masivă în cameră se formează un volum determinat de gaze. Presiunea gazelor depinde de raportul dintre mărimea încărcăturii explozive şi volumul camerei. Sub acţiunea acestei presiuni o parte din gaze pătrund prin minereul excavat în lucrările miniere vecine cu blocul în care s-a produs explozia şi cu cît mai mică va fi rezistenţa păturii de minereu, cu atît mai multe gaze vor intra în lucrările vecine.

Gazele rezultate din explozie se propagă în general în direcţia suitorului de aeraj, dar o parte din ele intră şi în lucrările miniere situate în *contracurent ;* acestea se vor întoarce inevitabil împreună cu curentul de aer proaspăt în blocul exploatat.

În acele cazuri (*c* şi *d* din fig. 3), în care după împuşcare masivă nişele de perforare sînt distruse de ambele părţi ale blocului, se va stabili o aerisire continuă şi ca atare calculul cantităţii de aer trebuie făcut după procedeul V. N. Voronin aplicat la camere aerisite prin curenţi turbionari liberi.

Dacă nişele de perforare se păstrează (*a* şi *b* din fig. 3), atunci calculul cantităţii de aer trebuie făcut avînd în vedere atît gazele aruncate la explozie cît şi gazele care vor continua să iasă din bloc, atît timp cît presiunea aerului din el nu va fi egalată de presiunea atmosferei miniere.

Este uşor de înţeles că condiţiile de aeraj, în cazul păstrării nişelor de perforare, sînt destul de grele, pentru că aproape toate gazele nocive rămîn după explozie în spaţiul exploatat.

b. 1. Cantitatea de aer necesară pentru regimul de aerisire intensă după împuşcarea masivă.

Cantitatea de aer necesară pentru acest regim, calculată după procedeul prof. S. I. Lugovski, va fi :

$$Q_{b\alpha} = 2{,}3 \frac{V_z}{t} \log \frac{i\,A^2 \cdot b_a \cdot b}{V_z\,C_k\,(A \cdot b_a + V_n)}, \ \text{m}^3/\text{s},$$

în care :

A este încărcătura de exploziv, 2 600 kg ;
i — coeficientul de calcul, 0,3 ;
b_a — volumul tuturor gazelor formate la explodarea unui kilogram exploziv ($P = 760$ mm şi $t = 0°\text{C}$) care se ia egal cu 0,9 m^3/kg ;
b — canitatea de gaze nocive formate la explodarea unui kilogram exploziv 0,040 m^3/kg ;
V_z — volumul lucrărilor miniere gazate în contracurent şi în curent, 8 500 m^3 ;
t — timpul de aerisire, 30 min ;
C_k — concentraţia finală admisibilă a gazelor, 0,00008 m^3/m^3 ;
V_n — volumul liber al spaţiului de abataj, 5 880 m^3 ;

$$Q_{b\alpha} = 2{,}3 \frac{8\,500}{30 \times 60} \times$$

$$\times \log \frac{0{,}3 \times 6\,760\,000 \times 0{,}9 \times 0{,}04}{8\,500 \times 0{,}00008\,(2\,340 + 5\,880)} = 5{,}2 \ \text{m}^3/\text{s}\cdot$$

b. 2. Cantitatea de aer necesară pentru regimul de aerisire normală (între două explodări în masă)

După regimul de aerisire imediată în urma împuşcării masive şi după ce se va stabili concentraţia admisibilă de gaze nocive (după timpul t) cantitatea de aer *normală* dintre două împuşcări masive va trebui să dilueze gazele emanate din minereul care se evacuează, pe acelea formate la sfărîmarea secundară şi în acelaşi timp să asigure antrenarea prafului din orizontul de evacuare.

Ţinînd seamă că concentraţia de CO este aproximativ proporţională cu cantitatea de minereu, debitul de aer necesar în regim normal de aerisire va fi dat de relaţia :

$$Q_{b\beta} = n \frac{40,3}{t'} \sqrt{A_v + V_B}, \text{ m}^3/\text{s},$$

în care :

n este numărul de lucrări în activitate situate la orizontul de evacuare a minereului în bloc ;

t' — timpul de aerisire după împuşcarea încărcăturii pentru sfărîmare secundară care se ia egal cu 5 min (300 s) ;

A_v — mărimea încărcăturii convenţionale de exploziv, a cărei degajare de gaze este egală cu degajarea de gaze din minereul evacuat şi cel concasat ;

V_B — volumul lucrării miniere aerisite, m³.

$$Q_{b\beta} = 1 \times \frac{40,3}{5 \times 60} \sqrt{4,0 \times 250} = 4,3 \text{ m}^3/\text{s}.$$

Din cele arătate anterior, rezultă următoarele :

În cazul aplicării metodelor de exploatare în care spaţiul de lucru reprezintă o cameră aerisită prin curent continuu (metoda de exploatare în subetaje), cantitatea de aer necesar pe întreaga mină va fi :

$$Q_{\text{I}} = Q_a + Q_b = 61 + 26 = 87 \text{ m}^3/\text{s}.$$

În cazul aplicării metodelor de exploatare în care spaţiul de lucru nu este aerisit printr-un curent continuu activ (metoda de exploatare în camere cu înmagazinare cu găuri lungi), cantitatea de aer necesară pe întreaga mină va fi :

$$Q_{\text{II}_1} = Q_a + Q_{b\alpha} = 61 + 5,2 = 66,2 \text{ m}^3/\text{s}$$

(pentru regimul de aerisire intensă imediat după explodare masivă),

$$Q_{\text{II}_2} = Q_a + Q_{b\beta} = 61 + 4,3 = 65,6 \text{ m}^3/\text{s}$$

(pentru regimul de aerisire normal care asigură diluarea gazelor emanate din masa minieră care se evacuează).

Deoarece cazul I este cel mai defavorabil, debitul real al minei şi al ventilatorului va fi :

$$Q_{rm} = 87 \times 1,3 = 113 \text{ m}^3/\text{s} ;$$

$$Q_v = 113 \times 1,1 = 125 \text{ m}^3/\text{s}.$$

III. Calculul debitului de aer necesar după factorul praf

În N.T.S. (art. 675 şi 678) se indică norma-limită admisibilă de praf în atmosfera minei — 2 mg/m³ aer în cazul cînd praful conţine cuarţ în cantitate mai mare de 20% şi 10 mg/m³ aer pentru celelalte feluri de praf.

Totuşi în N.T.S. nu se arată cum trebuie calculată cantitatea de aer. După cum este verificat, din numeroasele cercetări ale atmosferei din mină, masa principală de praf se formează la perforarea găurilor de mină (60—85%) şi se ridică în aer la efectuarea lucrărilor de împuşcare.

Acest praf se combate astăzi, în general, cu ajutorul apei (perforajul umed şi stropirea) ; totuşi se recunoaşte că pe lîngă aceste procedee de lichidare a prafului, trebuie aplicată concomitent şi o aerisire activă a locurilor de muncă pentru îndepărtarea prafului fin suspendat în aer, care nu se captează prin apă.

Dat fiind că cea mai mare cantitate de praf se formează la perforare, după această cantitate de praf trebuie calculat şi necesarul de aer. Celelalte operaţii — încărcarea, rularea şi evacuarea prin rostogoluri — generează mai puţin praf decît perforarea. Trebuie menţionat că mult praf se formează în orizontul evacuării minereului din pîlnii şi la sfărîmarea secundară.

Există mai multe procedee de calculul cantităţii de aer după factorul praf :

a) calculul după viteza medie care asigură antrenarea prafului (V. V. Nedin recomandă 0,4—0,5 m/s) ;

b) calculul după coeficientul de schimb ;

c) calculul bazat pe legile procesului aerodinamic de diluare şi antrenare a prafului dintr-o lucrare minieră continuă (deschisă la ambele capete). Acest procedeu este mai corect.

Pentru mina considerată s-a calculat cantitatea de aer necesară avînd în vedere factorul praf, după V. V. Diakov [3] şi V. N. Voronin [5].

În cele ce urmează ne vom limita la metoda de calcul propusă de V. N. Voronin care a clasificat toate minele în următoarele categorii (tabela 2).

Tabela 2

Specificaţie	Categoria minelor			
	I	II	III	fără categorie
Granulaţia prafului, microni	<5	5–10	5–10	5–10
Cantitatea de praf, mg/t	<1 000	1 000–5 000	5 000–20 000	>20 000

În categoria I, în condiţiile perforării umede şi stropirii, intră minele cu surparea naturală în etaje sau alte metode asemănătoare.

În categoria a II-a intră minele cu perforarea umedă şi stropire, cu surpare forţată în etaje, cu surpare în subetaje, cu înmagazinarea minereului şi cu rambleiere.

Categoriei a III-a îi aparţin minele cu surpare în felii şi subetaje.

În grupa ultimă, fără categorie, intră acele mine la care nu se iau măsuri de combatere a prafului.

Cantitatea de aer, după acest procedeu, se calculează cu formula :

$$Q_p = \frac{A \times B \cdot d_o}{24 \times 60 \times d\,(n - n_o)\,\mathrm{k}}, \ \mathrm{m^3/s}$$

în care :

A este producţia medie zilnică, 3 300 t ;

B — cantitatea de praf dispers, emanat în atmosferă, 2 140 mg/t ;

d_o — numărul schimburilor pe zi, 3 ;

d — numărul de schimburi productive, 2 ;

n — concentraţia de praf admisibilă, 2 mg/m^3 ;

n_o — concentraţia de praf iniţială în aerul debitat (cel mult 0,2 mg/m^3) ;

k — randamentul curentului de aeraj, 0,8.

Cantitatea de praf dispers emanat în atmosfera minei B se calculează după procedeul propus de V. N. Voronin procedeu pe care nu-l mai redăm în această lucrare.

$$Q_p = \frac{3\,300 \times 2\,140 \times 3}{24 \times 60 \times 2\,(2 - 0{,}2)\,0{,}8} =$$

$$= 5\,100\ \mathrm{m^3/min} = 85\ \mathrm{m^3/s}.$$

V. N. Voronin a propus următoarele norme de debit pentru aer după factorul praf la o tonă de producţie zilnică :

Categoria minei

	I	II	III	fără categorie
Cantitatea de aer, m^3/min	<0,4	0,4–2	2 – 8	>8

După aceste norme mina considerată s-ar situa în categoria a II-a (B = 2 140 mg/t), ceea ce ar indica un debit de Q'_p = 1 330—6 600 m^3/min la o producţie zilnică de 3 300 t.

Rezultă că debitul calculat Q_p = 5 100 m^3/min se înscrie în limitele menţionate.

Ca urmare, debitul real al minei şi al ventilatorului va fi :

$$Q_{rm} = 85 \times 1{,}3 = 110\ \mathrm{m^3/s};$$

$$Q_v = 110 \times 1{,}10 = 120\ \mathrm{m^3/s}.$$

★

Centralizînd valorile obţinute, din tabela 3 se poate constata că debitul de aer calculat este de 47 m^3/s (avînd în vedere factorul oameni), 120 m^3/s (avînd în vedere factorul praf) şi 125 m^3/s (avînd în vedere factorul explozivi).

Tabela 3

Nr. crt.	Factorul avut în vedere	Debitul calculat, m^3/s	Debitul real al minei, m^3/s	Debitul ventilatorului, m^3/s
1	Oameni şi locomotive	33	43	47
2	Explozivi			
	I. Galerii de subetaj	87	113	125
	II. Camere cu înmagazinare			
	α) regimul de aerisire intensă	66,2	87	95
	β) regimul de aerisire normală	65,3	85	93
3	Praf – procedeul Voronin	85	110	120

Pentru mina considerată s-a admis debitul de aer necesar, după cum urmează :

Q_{rm} = 113 m^3/s (debitul real al minei) ;

Q_v = 125 m^3/s (debitul ventilatorului).

Acest debit se consideră că este raţional, el făcînd faţă necesităţilor de aeraj dictat de numărul de oameni din subteran, de cantitatea de exploziv care se împuşcă simultan, precum şi de cantitatea de praf ce trebuie evacuată din mină.

Este de remarcat că debitul admis, raportat la numărul maxim de oameni din subteran, conduce la o cantitate medie de circa 12 m^3 aer/muncitor, ceea ce ar însemna, dacă se au în vedere datele din tabela 1, că aerajul la această mină va fi satisfăcător.

B. SCHEMA DE AERAJ PRECONIZATĂ

În general, la minele de minereuri se foloseşte schema de aeraj diagonală.

Aerul proaspăt intră în mină prin puţurile centrale, circulă prin lucrările miniere ale orizontului de transport pînă la panourile de exploatare şi aerează fronturile de lucru.

Aerul viciat este dirijat către orizontul de aeraj superior, apoi prin suitorii sau puţurile de aeraj amplasate la flancurile cîmpului minier, este evacuat la zi.

Această schemă de aeraj este justificată numai atunci cînd exploatarea se face la un singur orizont. De cele mai multe ori extragerea minereului se face simultan, de la mai multe orizonturi, şi ca urmare aerul proaspăt trebuie să ajungă la toate orizonturile în funcţiune.

Practica arată că la minele de minereuri se întîlnesc cazuri cînd sînt în funcţiune 3—4 sau chiar mai multe orizonturi.

Respectarea condiţiei aerajului separat pentru fiecare orizont complică în aceste cazuri foarte mult schema de aeraj, deoarece impune să existe nu unul ci mai multe orizonturi de aeraj pentru evacuarea aerului viciat.

Dacă la cele menţionate se adaugă şi adîncimea mare la care ajung minele de minereuri, se poate trage concluzia că alegerea unor scheme de aeraj la aceste mine reprezintă, ca şi calculul debitului de aer, o problemă deosebită ce se impune a fi rezolvată cu multă atenţie.

În practică pot fi întîlnite trei cazuri de aerisire simultană a mai multor orizonturi și anume :

— aerisirea separată a fiecărui orizont ;

— aerisirea comună a unui număr limitat de orizonturi ;

— aerisirea comună a unui număr mare de orizonturi.

I. Scheme care asigură aerisirea separată a fiecărui orizont (fig. 4)

În acest caz dificultatea la întocmirea schemei constă în necesitatea de a avea la fiecare orizont (cu excepția celui inferior și a celui superior) cîte doi curenți de aeraj, unul de aer proaspăt pentru aerisirea etajului superior și altul de aer viciat care vine din fronturile de lucru ale etajului inferior). Pentru realizarea acestei scheme este necesar un volum important de lucrări miniere care să asigure circulația celor doi curenți de aer.

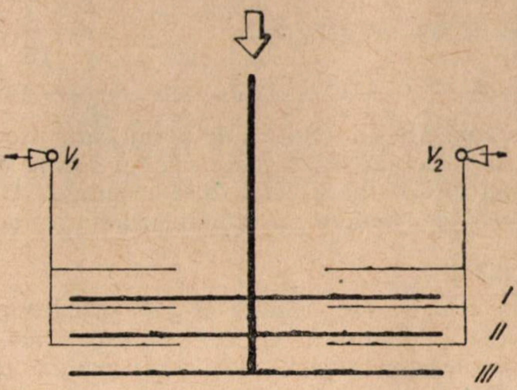


Fig. 4. Schema de aeraj care asigură aerisirea separată a fiecărui orizont.

II. Scheme care asigură aerisirea comună a unui număr limitat de orizonturi (fig. 5)

Pentru a micșora volumul de lucrări cerute de schema anterioară care asigură aerisirea separată a fiecărui orizont, s-au propus diverse scheme de aerisire a mai multor orizonturi care se exploatează simultan. Dezavantajul acestor scheme este o viciere mai accentuată a aerului (mai ales în partea superioară și către suitorii de evacuare a aerului), o lungime mai mare a curentului de aeraj prin lucrări miniere al căror coeficient de rezistență aerodinamică este mai favorabil și deci o depresiune mai mare.

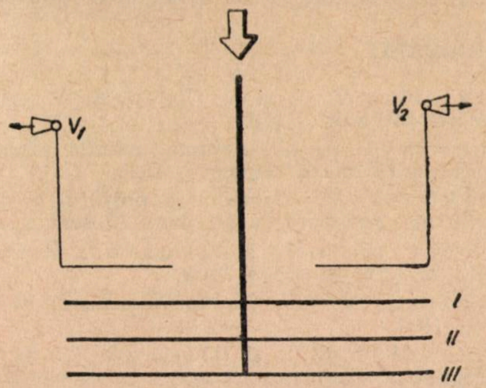


Fig. 5. Schemă de aeraj care asigură aerisirea comună a unui număr limitat de orizonturi.

Din calculele făcute, verificate și în practică, se poate considera ca indicată această schemă numai la un număr mai redus de orizonturi (2—4). Într-adevăr, la această schemă volumul de lucrări miniere, special executate pentru aeraj, este mai redus, iar calitatea aerului respectă prevederile normelor de tehnica securității.

III. Scheme care asigură aerisirea comună a unui număr mare de orizonturi (fig. 6)

La minele de minereuri se întîlnesc situații cînd exploatarea trebuie să se facă pe multe orizonturi, pentru asigurarea atît a cantității cît mai ales a calității minereului.

În acest caz este rațional să se împartă întreg zăcămîntul pe verticală în mai multe unități de aeraj cu totul separate. Un asemenea sistem de aeraj a fost studiat pentru mina Musariu-E. M. Barza.

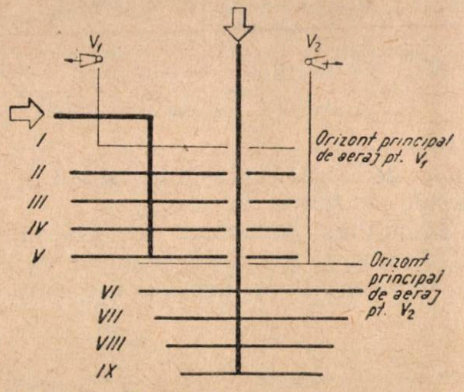

V₁
V₂
I
II
III
IV
V
VI
VII
VIII
IX
Orizont principal de aeraj pt. V₁
Orizont principal de aeraj pt. V₂

Fig. 6. Schemă de aeraj pentru aerisirea unui număr mare de orizonturi.

1. Scheme de aeraj posibile de aplicat

Pnertu mina considerată s-a adoptat o schemă de aeraj care asigură aerisirea comună numai a două orizonturi deoarece la această mină este posibilă realizarea producției pe un număr redus de orizonturi.

În cazul schemei diagonale obișnuite, depresiunea la orizontul de aeraj crește mult pe flancuri lîngă suitorii de aeraj. Ca urmare sînt posibile scurtcircuitări de aer datorită blocurilor exploatate, tocmai în zonele de mari depresiuni, adică în zonele de la flancurile zăcămîntului, la punctele de aspirație din galeria colectoare de aeraj (fig. 7).

Pentru eliminarea dezavantajelor semnalate, deci pentru reducerea depresiunii de la flancurile zăcămîntului, s-a prevăzut aplatizarea depresiunii aerului pe toată lungimea galeriei colectoare, prin îndesirea numărului de puncte de aspirație din aceasta (fig. 8). Astfel s-a propus ca suitorii de aeraj să fie legați la galeria colectoare de aeraj prin intermediul a două transversale în formă de V [6].

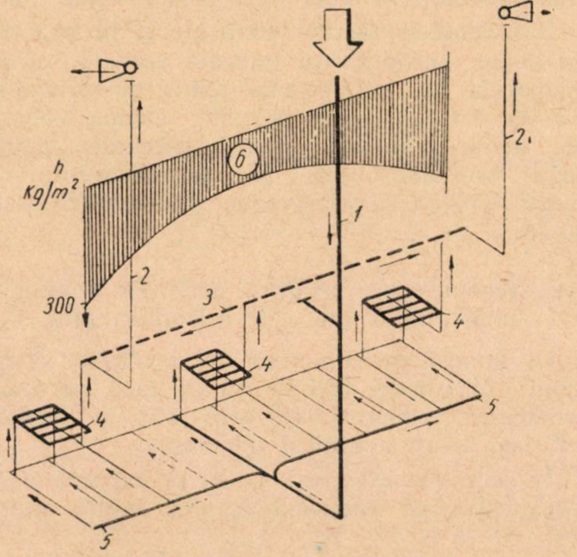


Fig. 7. Schema de aeraj diagonală obișnuită :

1 — puț central de extracție ; 2 — suitori principali de aeraj ; 3 — orizont de evacuare a aerului viciat ; 4 — abataje ; 5 — orizont principal de transport ; 6 — curba de distribuție a depresiunii în orizontul de aeraj.

Prin înmulțirea punctelor de aspirație din galeria colectoare, depresiunea minei va fi distribuită uniform și ca urmare toți parametrii principali de aeraj vor fi mai avantajoși după cum se poate constata în tabela 4.

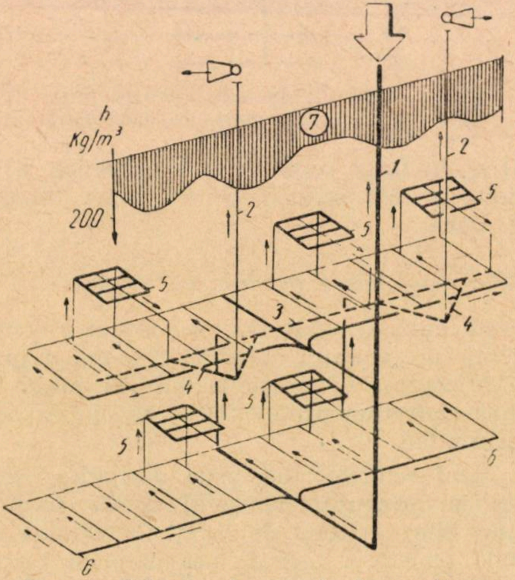


Fig. 8. Schema de aeraj diagonală cu galerii colectoare și transversale în formă de V — îmbunătățită :

1 — puț central de extracție ; 2 — suitori principali de aeraj ; 3 — galerie colectoare de aeraj ; 4 — galerii colectoare în V ; 5 — abataje ; 6 — orizont principal de transport ; 7 — curba de distribuție a depresiunii în galeria colectoare de aeraj.

Tabela 4

Specificație	Parametrii principali de aeraj la mină la ventilator	
	schema obișnuită	schema îmbunătățită
Depresiunea minei, kg/m²	316 480	217 415
Rezistența minei, kμ	0,053 0,074	0,045 0,070
Orificiul echivalent, m²	1,65 1,40	1,80 1,40
Puterea la axul ventilatorului, kW	260	170

Se constată că schema de aeraj care prevede galerii colectoare și transversale în formă de V la suitorii de aeraj este mai avantajoasă din punctul de vedere al parametrilor de aeraj.

Concluzii

Din cele expuse, rezultă că atît problema determinării debitului de aer proaspăt necesar cît și alegerea schemei de aeraj pentru mina considerată, au prezentat o notă aparte în rezolvarea aerajului, datorită celor doi factori menționați ;

— procedeul de abataj — explodarea în masă a unei cantități importante de explozivi (2 600 kg/ciclu) ;

— metodele de exploatare preconizate — cu galerii de subetaj și cu înmagazinare, folosindu-se găuri lungi de sonde (20—40 m).

Rezultă că asigurarea unui debit rațional de aer proaspăt pentru cerințele activității din subteran, cît și alegerea unei scheme de aeraj stabile și eficace, sînt probleme care trebuie tratate cu toată atenția, atît pe linie de proiectare cît și pe linie de exploatare, ținînd seamă de caracteristicile specifice ale zăcămintelor, ale metodelor de exploatare și ale procedeelor de abataj.

BIBLIOGRAFIE

[1] Komarov, V. G. și Kilkeev, S. H. : *Aerajul minier.* Moscova, 1959.

[2] Lugovski, S. I. : *Aerajul minelor după împușcarea în masă.* Moscova, 1958.

[3] Diakov, V. V. : *Combaterea prafului în orizonturile de transport cu screpere.* Moscova, 1961.

[4] Skocinski, A. A. și Komarov, V. G.: *Aerajul minier.* Moscova, 1959.

[5] Voronin, V. N. : *Bazele aerodinamicei.* Moscova, 1951.

[6] Lugovskii, S. I. și Dîmciuk, G. K. : *Perfecționarea schemelor de aeraj la minele de minereuri.* Gornîi jurnal nr. 5, 1961.

[7] *** *Probleme noi în aerajul principal al minelor.* I.D.T. București, 1960.

Unele probleme de transport pneumatic al minereurilor dure

Ing. N. RĂȘCANU

I. Probleme de desprăfuire legate de circulația minereurilor dure într-o stație de măcinare. Necesitatea adoptării transportului pneumatic al minereurilor

O stație de măcinare cu un flux clasic în circuit continuu este dotată, în general, cu următoarele utilaje :

— agregat de măcinare ;
— alimentatorul agregatului de măcinare ;
— separator de particule (clasor);
— însăcuitor de produs finit.

Transportul mecanic al minereului cu diverse granulații între aceste agregate se face, de regulă, cu elevatoare, șnecuri, transportoare cu bandă sau jgheaburi cu înclinația necesară.

Toate aceste tipuri de transport ale minereului constituie surse de prăfuire ale atmosferei înconjurătoare. În plus praful mai este degajat și de utilaje cum ar fi alimentatorul, separatorul de particule (de exemplu cînd acesta este reprezentat printr-o sită) și de însăcuitorul de produs finit.

Cantitatea de particule degajate are valori destul de mari, concentrația specifică în sală de un volum normal, în care sînt montate utilajele, atingînd 800—1 000 g/m^3.

Instalațiile de desprăfuire care se prevăd în asemenea cazuri au un debit de aer relativ mare ; în general se caută a se etanșa cît mai bine locurile de producere a prafului.

În cazul minereurilor dure instalațiile de desprăfuire au o durată de exploatare redusă, deoarece prin eroziune rapidă se creează neetanșeități pe suprafețe mari care fac instalațiile ineficace. Astfel, curînd după punerea în exploatare, concentrația de praf în atmosferă poate depăși limitele admise. În asemenea cazuri atunci cînd materialul de măcinat este cuarțul sau feldspatul, prin inhalația de praf muncitorii din secție sînt expuși la îmbolnăviri cu silicoză și de aceea sînt necesare cele mai serioase măsuri pentru ameliorarea situației.

În cele de mai jos vom analiza cazul unei secții de măcinare a cuarțului și feldspatului de la o instalație de preparare. În această secție există trei fluxuri de măcinare : două fluxuri au capacități de măcinare egale (2,4 t/h), al treilea flux are o capacitate mai redusă (1,3 t/h) și este folosit în special pentru fabricație de marșalită (cuarț cu granulație foarte fină).

Fluxul de măcinare este următorul :

Morile cu bile alimentează prin intermediul unor șnecuri și al unor elevatoare, trei clasoare pneumatice (windsichtere) care separă la însăcuire circa 50% din cantitățile de cuarț sau feldspat inițial introduse. Refuzul este dus cu ajutorul unor benzi înapoi la intrarea în moară a materialului brut ce vine de la silozuri.

Materialul intră în moară cu granulația > 2 mm. Moara macină acest material la granulația de —2 mm. Clasorul pneumatic separă la însăcuire circa 50% cu granulație de —0,2 mm. Refuzul este compus din circa 85% material cu granulația de 0,2—2 mm și circa 15% material cu granulația de 0—0,2 mm.

Transportul de minereu între utilaje la cele trei fluxuri tehnologice se făcea conform celor din figura 1.

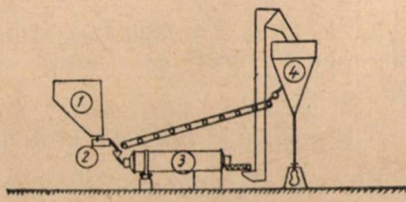


Fig. 1. Instalație de măcinare (situația existentă înaintea introducerii transportului pneumatic):
1 — siloz ; *2* — alimentator tip sanie ; *3* — moară cu bile cu Ø 1 300 și *L* = 8 000 mm ; *4* — clasor pneumatic.

Degajările de praf erau numeroase și proveneau în special de la :

— capul de alimentare al morii cu alimentatorul tip sanie ;
— capul de deversare al morii (jgheabul de golire a bilelor sparte) ;
— carcasa neetanșă a elevatorului ;
— banda de transport a refuzului de la clasorul pneumatic către capul de alimentare al morii ;
— dispozitivul de însăcuire a materialului clasat.

La toate cele trei fluxuri tehnologice, amplasate în aceeași stație, au existat în total 15 zone de prăfuire, fiecare din aceste zone fiind destul de importantă ca debit de praf emanat. O eliminare eficace a prafului prin metode clasice ar fi dus la cel puţin trei instalaţii de desprăfuire cu debite destul de mari. Aceste instalaţii odată realizate creau probleme atît ca întreţinere (prin uzura mare la care erau supuse), cît mai ales la separarea prafului din aerul evacuat. La staţii de preparare amplasate în apropierea centrelor populate, cum este situaţia în cazul considerat, acest ultim element este dintre cele mai importante.

O separare eficace a prafului de cuarţ se poate realiza cu ajutorul filtrelor cu saci cu scuturare mecanică. Acest utilaj dă rezultate bune, însă în condiţiile unui minereu atît de dur ca feldspatul sau cuarţul, durata de exploatare este redusă.

În condiţiile existente, expuse mai sus, s-a căutat a se rezolva înlăturarea nocivităţilor din interiorul secţiei, precum şi a celor din atmosfera înconjurătoare, prin înlocuirea transporturilor mecanice ale minereului cu *transportul pneumatic în circuit închis.*

Specific în instalaţia de transport pneumatic proiectată de IPROMIN, faţă de instalaţiile similare realizate de firme străine, sînt următoarele elemente :

— fluxul tehnologic considerat conţine racorduri între elementele fixe ale instalaţiei de transport cu repere mobile (capul de intrare şi de ieşire al morii) ;

— duritatea mare a cuarţului sau a feldspatului.

Aceste două considerente au creat de fapt şi cele mai grele probleme în proiectare şi exploatare, după cum se va vedea în cuprinsul articolului.

II. Rezolvarea prin transport pneumatic al fluxului de minereu brut într-o staţie existentă de măcinare

1. Fluxul tehnologic propus în proiect

Pentru transportul pneumatic al materialului măcinat de la fiecare moară la clasorul pneumatic respectiv, şi al materialului ce se va remăcina de la clasor la moară, s-a adoptat soluţia transportului pneumatic în circuit închis din următoarele motive :

a) transportul pneumatic în circuit deschis ar necesita filtrarea aerului evacuat în atmosferă, ceea ce ar scumpi instalaţia atît din punctul de vedere al investiţiei, cît şi al exploatării, aceasta cu atît mai mult cu cît ar fi necesară o filtrare în două trepte, ţinînd seamă de pericolul îmbolnăvirii de silicoză, foarte accentuat în cazul de faţă ;

b) transportul în circuit deschis ar necesita, pentru fiecare din cele trei linii tehnologice, cîte două instalaţii de transport pneumatic (una de la moară la clasor şi alta de la clasor la moară), ajungîndu-se la cheltuieli de investiţii şi de exploatare mult mai mari.

După cum se vede, în acest caz transportul pneumatic în circuit închis prezintă avantaje hotărîtoare. Un neajuns al acestui sistem îl constituie, totuşi, erodarea carcasei şi a rotorului ventilatorului din cauza durităţii mari a materialelor de măcinat. Acest lucru a fost evitat parţial în proiect prin plasarea ventilatorului între cele două porţiuni de transport ale circuitului respectiv ; astfel, prin ventilator va trece numai praful neseparat de ciclon. Ulterior însă, în exploatare s-a constatat că procesul de erodare al ventilatorului este mult mai intens decît s-a presupus iniţial.

Legătura cu atmosfera circuitului de transport se face prin intermediul instalaţiei de desprăfuire, propusă în proiect, pentru a crea o zonă depresionară în piesa de etanşare a gurii de alimentare a morii şi din carcasa alimentatorului.

Circuitele morilor 2 şi 3 sînt similare. Gura de ieşire a materialului din moară a fost carcasată realizîndu-se o piesă de etanşare prevăzută la partea inferioară cu o pîlnie de cădere a materialului. Piesa de etanşare cuprinde şi o priză de colectare a bilelor sparate, care va fi închisă la partea inferioară cu un şibăr cu diametrul de 150 mm. Materialul este transportat printr-o conductă de aspiraţie din oţel de Ø 343 × 8 mm pînă la un ciclon tip *siot* nr. 7, din care aerul, după separarea prafului, va fi aspirat de un ventilator tip V 326, printr-un canal de tablă de 4 mm, cu diametrul de 500 mm. Pe conducta de refulare a ventilatorului, s-a prevăzut o clapetă tip fluture, pentru a se putea regla debitul de aer în circuit şi prin aceasta, debitul şi granulaţia materialului transportat.

În continuare, traseul ajunge sub dozatorul celular montat la ieşirea materialului refuzat de clasorul pneumatic, unde acest material intră prin cădere în conducta de transport de Ø 370 ×10 mm fiind readus pe această cale în moară. În scopul etanşării intrării conductei de retur la gura de alimentare a morii, a fost prevăzută o piesă specială care cuprinde mai multe şicane, pentru a crea o rezistenţă aerodinamică mare, fiind în acelaşi timp pusă în depresiune prin racordare la instalaţia de desprăfuire a alimentatoarelor.

Circuitul morii mici este asemănător circuitului descris mai sus, fiind însă proiectat pentru un debit mai mic. S-a ales ventilatorul tip V 233. Acest ventilator, spre deosebire de cele prevăzute la cele două mori mari, are o turaţie de 3 000 t/min (la ventilatoarele mari turaţia este de 1 500 t/min).

La debitul respectiv, cerut de fluxul morii mici, cataloagele existente nu prevăd un ventilator cu o turaţie mai mică şi nu s-a bănuit iniţial importanţa acestui fapt.

Ciclonul prevăzut pentru această linie este tip *siot* nr. 4. Conducta de aspiraţie este de 254 × 6,5 mm de la moară la ciclon şi de

Ø 408 × 4 mm între ciclon și moară. Transportul materialului refuzat de clasor se va face printr-o conductă de Ø 267 × 7 mm (fig. 2).

Pentru măsurarea căderilor de presiune s-a prevăzut cîte un tub U la fiecare ciclon și la fiecare ventilator, iar pentru măsurarea depresiunilor cîte un tub U la piesa de etanșare a gurii de alimentare și la carcasa gurii de ieșire a fiecărei mori.

Avînd în vedere duritatea mare a materialului transportat, precum și vitezele mari de transport, s-a prevăzut acoperirea în interior a tuturor pieselor speciale (curbe, ramificații, difuzoare, confuzoare etc.) montate pe porțiunile de transport, cu un strat de cauciuc de 3 mm grosime, contra eroziunii.

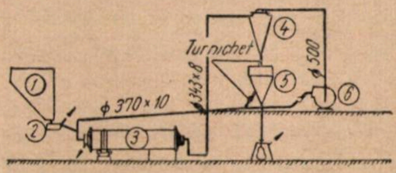


Fig. 2. Fluxul instalației de transport pneumatic (soluție din proiect):

1 — siloz ; *2* — alimentator cu disc ; *3* — moară cu bile cu Ø 1 300 și L = 8 000 mm ; *4* — ciclon *siot* nr. 7 ; *5* — clasor pneumatic ; *6* — ventilator 14 400 m^3/h, 270 mm CA, 20 kW/1500.

Tot în scopul măririi duratei de funcționare a conductelor orizontale sau oblice, este necesar ca acestea să fie rotite cu cîte 45° în același sens, odată la trei luni.

Un parametrul principal care condiționează funcționarea în bune condiții a transportului pneumatic este viteza aerului pe conductele de transport. Pentru calculul acestei viteze sînt propuse în literatură numeroase formule. Cele mai multe dintre acestea nu țin seama de umiditatea materialului transportat.

În cazul de față s-a ales formula*

$$\omega = \alpha \sqrt{\gamma_s} + BL_c^2$$

în care:

ω este viteza aerului, m/s ;

α — coeficient depinzînd de mărimea maximă a materialului ;

γ_s — greutatea specifică a granulelor ;

B — coeficient în funcție de umiditatea materialului transportat ;

L_c — lungimea de calcul a conductei transportoare.

În lunile de iarnă, datorită condițiilor de transport și depozitare, materialul ajunge la o umiditate de 5—6%, de care trebuie să se țină seama. Viteza aerului pe conductele de transport calculată cu formula de mai sus, a fost de 32 m/s.

2. *Desprăfuirea interioară a secției și a atmosferei înconjurătoare*

Traseul transportului pneumatic în circuit închis, descris mai sus, are trei puncte periculoase care-l pun în situația de a veni în contact cu mediul înconjurător. Aceste trei puncte sînt:

— carcasa alimentatorului cu disc ;
— dispozitivul de etanșare la intrarea în moară ;
— dispozitivul de etanșare la ieșirea din moară.

Din calculul rețelei de transport a reieșit că punctul neutru al întregii rețele de transport este în zona interioară a morii. Faptul acesta a dus la concluzia că primele puncte sînt în suprapresiune, iar ultimul în depresiune.

Ca urmare a acestui considerent, s-a prevăzut o instalație care să pună în depresiune carcasele alimentatoarelor cu disc și a dispozitivului de etanșare la intrarea în moară, ca poziții apropiate între ele. Această eșapare de aer din rețeaua de transport mută în mod forțat poziția punctului neutru în această zonă. Debitul de aer evacuat din rețeaua de transport pe această cale este circa 7% din debitul total de aer transportat (700 m^3/h față de 10 000 m^3/h) și se recuperează din neetanșeitățile instalației pe partea de depresiune și în principal din scăpările dispozitivului de etanșare la ieșirea din moară.

Această instalație de desprăfuire a fost dotată cu un filtru cu 18 saci tip ICMA cu deservire manuală.

Singura sursă de praf care mai rămînea nerezolvată este operația de însăcuire. În consecință s-a prevăzut o a doua instalație de desprăfuire a celor trei guri de însăcuire dotată cu un filtru de separare identic ca pentru prima instalație.

Aceste instalații nu au nimic special în rezolvarea lor, fiind rezolvate după soluțiile clasice.

3. *Modificări de flux care s-au impus ca necesare, ca urmare a experimentării instalației în cadrul probelor tehnologice*

Programul lucrărilor de execuție a fost astfel întocmit, încît să permită în primul rînd realizarea unei singure linii de transport pentru una din cele două mori mari.

S-a urmărit astfel experimentarea unei singure linii pentru ca eventualele modificări sau adaptări să fie introduse de la început în execuția celorlalte două fluxuri de transport.

În cadrul funcționării experimentale a primei linii realizate, s-au ivit unele probleme a căror rezolvare a impus modificări ale fluxului conceput inițial. Aceste probleme sînt următoarele:

a) Față de capacitatea morii și a clasorului pneumatic, producția finită trebuia să totalizeze circa 1,2 t/h. Această producție nu a fost obținută decît în proporție de circa 30% la punerea în funcțiune a primei linii de transport.

---

* Em. Bratu: Operații și utilaje în industria chimică, vol. I, p. 411.

b) În capul de ieşire al morii, la partea extremă (fig. 5) a fost prevăzut un canal de evacuare a bilelor sparte. Acest canal este legat cu un sac care, din timp în timp, se goleşte. S-a observat, în cadrul funcţionării experimentale, că o dată cu bilele sparte se evacuează o cantitate de material apreciabilă, care astfel este pierdută din fluxul tehnologic.

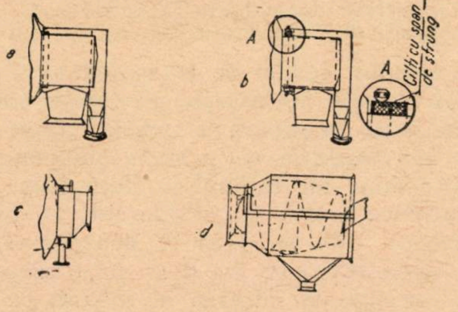


Fig. 3 :
a — carcasa capului de ieşire a morii (soluţie din proiect) ; *b* — carcasa capului de ieşire a morii (soluţie definitivă) ; *c* — carcasa capului de intrare a morii (soluţie din proiect) ; *d* — carcasa capului de intrare a morii (soluţie definitivă).

c) Instalaţiile de desprăfuire nu erau încă executate şi, în afară de cele două surse de viciere a atmosferei cu praf, scontate în proiect, a mai apărut încă o sursă nebănuită iniţial. Această sursă era provocată de neetanşeitatea turnichetului care asigura evacuarea refuzului din clasorul pneumatic în conducta de refulare a ventilatorului cu scopul de a fi retrimis în moară. Această racordare se găsea în zona de suprapresiune a liniei de transport.

Studierea experimentală a acestor trei probleme ivite (producţie sensibil micşorată, sursa nouă de viciere cu praf şi pierderea de material prin canalul de bile sparte) a dus la următoarele concluzii :

— Trecerea întregului debit de aer, necesar transportului prin moară, are efecte negative asupra capacităţii de măcinare a acesteia. Faptul acesta se datoreşte vitezelor mari realizate în secţiunea interioară a morii (3,6—4 m/s) ceea ce provoacă o staţionare redusă a particulelor mici supuse măcinării şi dă naştere unei îngrămădiri anormale de material înaintea sitei de ieşire din moară. Astfel, din moară se transportă o cantitate de material mai redusă, iar materialul transportat are o granulaţie mare, ceea ce face ca majoritatea să constituie refuzul clasorului.

— Datorită presiunii existente în moară, materialul este aruncat cu putere în peretele vertical al tobei ce îmbracă capul de ieşire, nemailuînd contact cu sita circulară, şi de aici cade în conducta de bile sparte (fig. 5).

Etanşeitatea turnichetului care asigură evacuarea refuzului de la clasor nu este posibilă. Chiar dacă prin diverse procedee (simeringuri speciale) s-ar realiza o etanşeitate aproape perfectă, durata în exploatare ar fi redusă, datorită durităţii materialului cu care vine în contact.

Faţă de aceste concluzii s-au luat următoarele măsuri :

— S-a creat o conductă de aer de ocolire a morii (fig. 4). Această conductă, cu o secţiune mult mai mare decît a conductelor de transport (deci cu o viteză mult mai mică), este racordată pe porţiunea verticală a conductei de transport printr-o priză conică, în care viteza nu depăşeşte 12 m/s şi este montată în pantă, pînă în dreptul capului de ieşire al morii cu care se racordează printr-o verticală care face cu porţiunea dispusă în pantă un unghi de circa 60°. În modul acesta s-a scontat pe o reducere apreciabilă a debitului de aer introdus în moară.

Refuzul transportat ar fi trebuit să cadă în capul de alimentare al morii, el nemaiputînd fi antrenat în conducta de ocolire datorită vitezei de transport pe această conductă şi a pozării speciale a acesteia. Cantitatea de aer care mai intră totuşi în moară este în funcţie directă de raportul rezistenţelor între circuitul de ocolire şi moara însăşi.

— La capul de ieşire al morii, în partea exterioară a cilindrului sitei de evacuare, s-a prevăzut un perete circular cu un început de melc (fig. 5), pentru a controla astfel evacuarea bilelor sparte.

Posibilitatea de antrenare a minereului măcinat o dată cu bilele sparte a fost mult redusă şi datorită faptului că ieşirea din moară se face cu presiune mult mai mică datorită conductei de ocolire de care s-a amintit mai înainte.

— S-a creat o priză de aer de eşapare din circuitul de transport în zona cuprinsă între ventilator şi evacuarea refuzului de la clasor. În modul acesta s-a mutat forţat punctul neutru al întregului sistem în această zonă (fig. 4), şi prin aceasta, reţeaua de transport în totalitatea ei este în depresiune, nemaifiind posibilă evacuarea de praf prin neetanşeitatea turnichetului care elimină refuzul de la clasor. Debitul de aer evacuat din reţeaua de transport este egal cu cel intrat prin neetanşeităţile întregului flux. Acest debit, la o stare normală de etanşare, nu trebuie să depăşească 20% din debitul de aer transportat. Aerul de eşapare este preluat de un ventilator, care după trecerea în prealabil

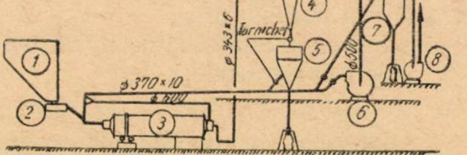


Fig. 4. Fluxul instalaţiei de transport pneumatic (prima modificare):
1 — siloz ; *2* — alimentator cu disc ; *3* — moară cu bile cu Ø 1 300 şi *L* = 8 000 mm ; *4* — ciclon *siot* nr. 7 ; *5* — clasor pneumatic ; *6* — ventilator 14 400 m³/h, 270 mm CA, 20 kW/1500 ; *7* — filtru tip ICMA, 18 saci, scuturare manuală ; *8* — ventilator 4 000 m³/h, 190 mm CA.

printr-un filtru cu saci tip ICMA, îl evacuează în atmosferă. Conducta de eşapare este prevăzută cu o clapetă care reglează cantitatea de aer evacuat în funcţie de cea intrată prin neetanşeităţi.

Cu acest flux modificat s-au reînceput probele tehnologice şi s-au constatat următoarele:

— producţia finită s-a mărit apreciabil, atingîndu-se 0,9—1 t/h;

— evacuarea de bile sparte se făcea normal, fără a se antrena minereul măcinat, iar cantitatea de bile sparte nu depăşea pe cea obişnuită înainte de introducerea transportului pneumatic;

— întreaga reţea de transport se găsea în depresiune, lipsind praf în zona clasorului de la turnichetul acestuia.

În funcţie de aceste observaţii şi în scopul de a mări producţia, s-a ajuns la concluzia că trebuie redusă la minimum posibil cantitatea de aer care mai intră totuşi în moară sau, cu alte cuvinte, de a scoate moara din circuitul de transport.

În vederea eliminării aerului de transport din moară, s-a luat măsura de a se introduce un separator inerţial (fig. 5) înainte de intrarea refuzului în moară. Lucrarea a fost destul de grea, datorită poziţiei existente de montaj.

La punerea în funcţiune s-a constatat imediat o creştere a producţiei care a atins şi chiar a depăşit pe cea scontată. Astfel, în anumite perioade care au depins de încărcarea morii şi de natura bilelor întrebuinţate, s-a atins 1,5 t/h.

Carcasa alimentatorului a fost legată la conducta de ieşire din separator, realizîndu-se şi punerea în depresiune a carcasei acestuia, eliminîndu-se astfel instalaţia de desprăfuire prevăzută iniţial (fig. 4).

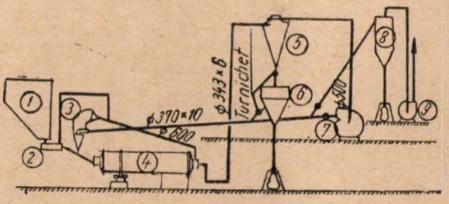


Fig. 5. Fluxul instalaţiei de transport pneumatic (soluţie definitivă):

1 — siloz; *2* — alimentator cu disc; *3* — separator inerţial; *4* — moară cu bile cu Ø 1 300 şi *L* = 8 000 mm; *5* — ciclon siot nr. 7; *6* — clasor pneumatic; *7* — ventilator 14 400 m^3/h, 270 mm CA, 20 kW/1 500; *8* — filtru tip ICMA, 18 saci, scuturare manuală; 9 — ventilator 4 000 m^3/h, 190 mm CA.

4. *Etanşeitatea punctelor mobile în instalaţia de transport*

Această problemă este de mare importanţă în fluxul tehnologic descris mai sus şi cauzează aproape în exclusivitate greutăţi în exploatarea instalaţiei respective. Datorită abrazivităţii minereului, sistemele uzuale de etanşare între o piesă fixă şi alta mobilă au o durată de viaţă foarte scurtă.

În speţă ne referim la etanşarea reţelei de transport cu capul mobil al intrării în moară şi la etanşarea dispozitivului de ieşire, ca piesă fixă, cu moara în mişcare.

S-a observat că mărirea neetanşeităţii duce la o dereglare a întregului flux tehnologic, ceea ce are următoarele repercursiuni:

— debitul de aer fals introdus în circuit creşte şi există pericolul de a se muta punctul neutru, dînd naştere astfel unor suprapresiuni în zona clasorului şi a alimentatorului. Aceste zone devin surse de viciere a aerului înconjurător;

— se măreşte debitul de aer evacuat prin eşapare, fapt care duce la încărcarea exagerată a filtrului cu saci şi la scăparea în exterior a unor cantităţi mari de praf;

— există pericolul de înfundare a conductei care duce refuzul de la clasor în moară, deoarece în această porţiune debitul de aer scade apreciabil şi nu se realizează vitezele de transport necesare.

Pentru a elimina aceste consecinţe nedorite, s-au încercat diverse sisteme de etanşare. Rezolvarea a fost dificilă şi datorită faptului că morile prezintă excentricităţi care ajung la 20 mm.

Printre sistemele încercate au fost următoarele:

— Etanşarea cu bandă de cauciuc textil. apăsat pe peretele vertical al morii. Rezultate: durata de exploatare redusă (circa 5 zile), înlocuirea greoaie a cauciucului, iar datorită excentricităţii morii neetanşeităţile nu erau total înlăturate.

— Etanşarea cu pîslă presată din exterior. Rezultate: durata mai lungă (circa 2 săptămîni) însă, înlocuire greoaie.

Rezolvarea definitivă a dus la tratarea diferită a capului de intrare faţă de cel de ieşire.

Astfel, pentru capul de ieşire a fost prevăzută o carcasă care închide complet melcul de acces în moară. Această carcasă este montată pe peretele exterior al lagărului morii (fig. 5). În felul acesta nu mai este posibil nici un contact cu atmosfera.

Pentru capul de ieşire a fost prevăzut un labirint cu două spaţii umplute cu cîlţi în amestec cu şpan. Pe suprafaţa exterioară a labirintului s-a prevăzut o serie de gresoare prin care se introduce unsoare consistentă. Această etanşare dă rezultate foarte bune, ţinînd seama de presiunile relativ scăzute din interiorul reţelei de transport. Sicanele labirintului sînt astfel construite încît să ţină seama de excentricităţile morii (fig. 5).

III. Probleme legate de exploatarea instalației de transport pneumatic

Odată fluxul tehnologic stabilit pe prima linie de transport, s-a trecut și la execuția celorlalte două linii. La darea în exploatare a secției de măcinare a intervenit o serie de probleme, datorită uzurii intervenite la un număr de repere ale instalației.

În urma observațiilor făcute în această direcție, s-a ajuns să se cunoască care sînt piesele supuse la uzură și durata lor în exploatare. De asemenea, după o serie de studii și experimentări, s-au găsit mijloacele cele mai eficace pentru protecția contra eroziunii.

Elementele supuse eroziunii sînt : conducte, piese speciale, rotoarele ventilatoarelor, sacii și dispozitivele de acționare ale filtrelor cu saci.

Cercetările și experiențele care au avut loc au dus la următoarele concluzii referioare la aceste repere.

Conductele. Grosimea pereților conductelor a fost prevăzută de 8 mm. După 1 an de funcționare, datorită și măsurilor preconizate de a se roti conductele odată la 3 luni cu 45°, nu s-a înregistrat decît o uzură medie de 2 mm. Se apreciază durată de funcționare de 3 ani.

Piesele speciale. Așa cum s-a arătat, acestea au fost prevăzute a se cauciuca în interior. Cauciucarea s-a făcut de către I.S. Anticorosivul cu cauciuc obișnuit. Durata de funcționare la un regim continuu în trei schimburi a fost de circa 4—5 luni. Înlocuirea acestora cu piese de rezervă durează circa 3 zile pentru un singur flux. Pentru a se mări durata de funcționare s-a căutat un alt material care să reziste mai bine decît cauciucul. Pentru protecția anticorosivă a fost importat un material nou, realizat pe scară mondială. Acest material, numit hypalon, este o polietilenă clorosulfonată și are o rezistență la eroziune de circa 20 de ori mai mare decît a cauciucului natural. Pentru a găsi cea mai indicată rețetă, s-au făcut experiențe la o instalație de sablaj cu cuarț cu trei probe diferite : hypalon curat ; hypalon cu polietilenă ; hypalon cu grafit.

Materialul cel mai rezistent s-a dovedit a fi hypalon cu polietilenă, (rețeta 12 Anticorosivul). Materialul, supus timp de 10 minute la un jet de cuarț cu o presiune de 3 at la o distanță de 2 cm, nu a prezentat decît ușoare zgîrieturi.

Rotoarele ventilatoarelor. Ventilatoarele mari, cu o turație de 1 500 t/min au ținut circa 4 luni, timp după care nu au mai fost obținuți parametrii normali de funcționare. Rotoarele prezentau o uzură înaintată, paletele erau mîncate, cu deosebire spre extremitatea lor superioară.

Rotorul ventilatorului mic a creat cele mai mari neplăceri, deoarece durata în exploatare n-a depășit 24 ore. Turația acestuia era însă de 3 000 rotații. Toate rotoarele, atît cele mari cît și cele mici, au fost realizate din tablă de oțel de 4 mm. S-a tras concluzia că turația influențează cu o pondere însemnată durata de funcționare, datorită vitezelor mari create și implicit bombardamentului violent de particule pe paleții rotorului. Deoarece în gama curentă de fabricație nu s-a putut identifica un ventilator care să furnizeze parametrii necesari (debit, presiune) la o turație de 1 500 rot/min, s-a căutat a se construi un rotor dintr-un material rezistent la acțiune erozivă. Astfel s-a încercat un rotor constuit din tablă V 2A de 6 mm. Acest rotor a ținut circa o săptămînă. Față de acest rezultat, s-a ajuns la concluzia că trebuie proiectat și realizat un ventilator cu o turație de 1 500 rot/min care să aibă paleții rotorului demontabili. Această măsură a fost luată în scopul de a proteja paleții prin îmbrăcare cu hypalon. Astfel, acționînd din două direcții — micșorarea turației și protecția cu hypalon a paleților — considerăm că problema duratei în exploatare a ventilatoarelor este rezolvată. Trebuie spus că protecția cu hypalon a paleților va fi aplicată și ventilatoarelor mari, cu ocazia primelor reparații la rotoare. Problema fiind în curs de rezolvare, nu avem date asupra duratei în exploatare realizate prin aceste procedee, însă apreciem o durată minimă de 6 luni, fără reparații la rotoarele ventilatoarelor. Această durată de exploatare este acceptabilă, dacă se consideră că înlocuirea paleților la un rotor, inclusiv protejarea cu *hypalon,* necesită circa 1 300 lei, ceea ce revine la circa 215 lei/lună.

Sacii și dispozitivele de acționare ale filtrelor cu saci. Datorită existenței neetanșeităților la instalația de transport, debitul de aer evacuat prin rețeaua de eșapare depășea pe cel admisibil la care au fost dimensionate filtrele cu saci.

Aceasta a dus la o supraîncărcare a sacilor care a avut drept consecințe realizarea unui randament de separare scăzut și distrugerea rapidă a sacilor. De asemenea, prin funcționarea defectuoasă a filtrului, comenzile de acționare a acestuia (sistemul de pîrghii necesar scuturării sacilor) veneau prea des în contact cu minereul abrasiv, ceea ce a dus la defecțiuni repetate, manifestate prin blocajul întregului sistem. Necurățarea periodică a sacilor a grăbit procesul de colmatare și distrugere a suprafeței textile.

Prin îmbunătățirea etanșeităților, debitul de aer de eșapare scade considerabil și filtrele lucrează normal, astfel că pericolul de a evacua în exteriorul secției o cantitate mare de praf este înlăturat.

Totodată, acestor filtre li s-au adus îmbunătățiri privind suprafața de filtrare. Astfel, pentru prima dată în tehnica separării cu filtre cu saci a fost încercat un alt material decît cel textil; s-au înlocuit sacii cu care a fost livrat filtrul cu saci confecționați din material polivinilic. Acest material, realizat de curînd la noi în țară, se prezintă ca o țesătură deasă din fire de relon, livrate de Uzina de fibre sintetice Săvineşti. El a fost conceput pentru a înlocui pînzele de filtrare la filtrele de caolin realizate anterior din material textil.

Încercările făcute la un filtru MTD/2 au dus la rezultate mulţumitoare.

Fără a prezenta o rezistenţă de trecere mai mare, s-a obţinut un grad superior de separare şi o rezistenţă în exploatare mult mai lungă. De asemenea nu prezintă fenomene de colmatare la praf umed, chiar dacă perioadele de curăţire sînt mai lungi.

Concluzii

Instalaţia descrisă mai sus a fost adaptată unui flux existent, desfăşurat pe orizontală. Acest fapt a dus la conducte lungi cu rezistenţe aerodinamice mari. Cu toate acestea, rezolvînd greutăţile ivite în proiectare şi exploatare, s-au depăşit prevederile proiectului privind producţia şi se realizează desideratul principal: crearea unei atmosfere lipsite de praf în interiorul şi exteriorul secţiei de măcinare a cuarţului şi feldspatului.

Instalaţia de transport pneumatic se poate îmbunătăţi simţitor în cadrul unui flux tehnologic dispus pe verticală. În acest caz nu avem de-a face cu conducte orizontale care prezintă pericolul înfundării, lungimea reţelei devine mult mai mică, rezistenţele mai reduse, şi ca urmare, costul de exploatare îmbunătăţit.

În plus, în cazul considerat nu ar mai fi fost nevoie de transportul refuzului de la clasor (fig. 4 şi 5) acesta căzînd direct în capul de alimentare al morii.

Instalaţiile de transport pneumatic trebuie să înlocuiască din ce în ce mai mult transporturile mecanice, datorită avantajelor pe care le prezintă un flux tehnologic închis (lipsa de praf, exploatare facilă, volum mic ocupat).

Ele sînt mai rentabile cînd sînt aplicate unui flux tehnologic continuu. În acest caz instalaţiile de transport sînt în circuit închis sau în cascadă. Avantajele acestui tip de transport au fost amintite mai sus.

★

Grija din ce în ce mai exigentă faţă de om în statul nostru recomandă introducerea instalaţiilor de transport pneumatic, ca o măsură menită să asigure condiţii normale de lucru în secţiile de preparare.

Considerăm că prin rezolvarea problemelor ridicate de transportul pneumatic al unor minereuri abrazive, în condiţiile unei instalaţii existente, se deschide în faţa inginerilor proiectanţi de preparare o problemă nouă şi interesantă: înlocuirea în circuitele de măcinare cu granulaţia de —2 mm a tuturor utilajelor de transport greoaie şi generatoare de praf (elevatoare, benzi, şnecuri etc.) cu transportul pneumatic cu respectivele avantaje.

Folosirea Fotogrametriei terestre la ridicarea carierelor

Ing. *AL. GUŢU* şi
ing. *O. ANDREI*

Ridicarea în plan a carierelor s-a situat între lucările care au preocupat în mod deosebit colectivul fotogrametric din IPROMIN, între altele şi pentru faptul că ridicarea topografică clasică întîmpină mari greutăţi în cazul carierelor.

Înainte de a relata rezultatele la care s-a ajuns, este necesar să se definească pentru cazul carierelor noţiunile: *ridicarea topografică clasică* şi *ridicarea prin fotogrametrie terestră.*

În general, prin ridicare topografică clasică înţelegem orice procedeu la care se lucrează după binecunoscutele metode de măsurare a direcţiilor şi unghiurilor cu un teodolit şi de măsurare a distanţelor cu panglica, mira sau lanţul.

Sînt incluse aici şi măsurătorile cu tachimetre autoreductoare sau cu aparate de măsurat distanţe prin aducerea în coincidenţă a unei duble imagini.

În consecință orice metodă care folosește astfel de procedee pentru măsurat unghiurile și distanțele va fi considerată o metodă de ridicare topografică clasică.

Specific ridicării topografice clasice este faptul că măsurarea se aplică întotdeauna unor puncte care determină caracteristic obiectul de măsurat, forma și dimensiunile obiectului reieșind din unirea ulterioară pe plan a acestor puncte caracteristice.

În același timp, fiecare măsurătoare se aplică numai punctelor aflate direct pe însăși obiectul de măsurat.

În opoziție cu aceasta, la ridicarea prin fotogrametrie terestră mărimile necesare nu se măsoară direct pe obiect ci pe imaginea obiectului preluată cu fototeodolitul.

Pe placa fotografică, aflată în caseta fototeodolitului, o dată cu imaginea obiectului ce urmează a se măsura, se înregistrează și o serie de date care ajută la precizarea poziției în spațiu a fototeodolitului în momentul preluării fotogrametrice.

Fotogramele preluate în cupluri permit reconstituirea la scara dorită a unui așa-numit *model stereoscopic virtual*, cu ajutorul căruia se pot face măsurători precise. Redactarea planului se face în legătură directă cu acest model stereoscopic, elementele planimetrice și de nivel rezultînd prin trasare continuă, cu ajutorul coordonatografului anexat stereoautografului.

Felul deosebit de a rezolva problema ridicării în plan prin fotogrametrie terestră are consecințe multiple.

Astfel, fotogrametria terestră poate aborda cu ușurință terenuri inaccesibile parcurgerii cu piciorul, fie de pe urma faptului că pantele sînt prea mari, fie că terenul se găsește la limita prăbușirii.

Mai mult chiar, un astfel de teren este din cele mai convenabile fotogrametriei terestre.

Prin metoda clasică, un astfel de teren în general nu se poate ridica în plan decît schematic, făcîndu-se și cu riscuri mari în ce privește posibilitatea de accidentare a personalului.

Pe de altă parte prin faptul că la ridicarea fotogrametrică nu se urmăresc numai anumite puncte caracteristice, ci toate elementele planimetrice și de nivel sînt redate prin trasare continuă, la redactare sînt excluse orice operații de interpolare sau interpretare statistică și în consecință fidelitatea reprezentării în plan a terenului este maximă.

Avantajele ridicării fotogrametrice a carierelor sînt evidente și în ce privește economia de timp.

Important este în sfîrșit și un alt aspect și anume: raportul între volumul de lucru la teren și volumul de lucru la birou se modifică simțitor în favoarea lucrului la birou.

În același timp, lucrul la birou se pretează și la o organizare mai specializată și intensivă a muncii.

Acestea au fost premisele de la care s-a pornit la lucrările de ridicare a carierelor.

Vom relata aici, despre două lucrări de producție propriu-zisă care au servit proiectării IPROMIN.

În mai și iunie 1963 s-a executat ridicarea prin fotogrametrie terestră a carierei de cretă Basarabi.

Ridicarea a fost necesară, atît pentru amenajarea incintei, cît și a drumului de legătură și a acoperit zona carierei propriu-zisă și zona viitoarei extinderi.

Fotogramele au fost preluate în intervalul 20—25 mai 1963 cu fototeodolitul Zeiss Photheo 19/1318.

Pe cît a fost posibil, s-a avut în vedere ca preluarea să se facă așa încît axul optic al fototeodolitului să fie normal pe direcția generală a versantului.

Reperajul s-a făcut prin premarcarea terenului cu panouri pe care au fost desenate semne reper (de culoare neagră pe fond alb).

Determinarea reperajului s-a făcut tachimetric, ca bază topografică servind microtriangulația făcută în aceeași lună pentru sistematizarea întregului perimetru minier, în proiecție Gauss pe fus de 3°.

Amplasarea bazelor a constituit o problemă destul de dificilă, întrucît terenul nu se prezenta desfășurat, și nici nu exista o contra-pantă care să permită o vedere unitară de la distanță convenabilă a întregei zone de ridicat.

Din contră, terenul se caracteriza prin compartimentări strîmte și prin mascări numeroase.

După o recunoaștere foarte amănunțită și repetată, au putut să fie găsite locurile potrivite pentru amplasarea bazelor, așa încît să se respecte principiul de a folosi numărul minim de baze.

Respectarea acestui principiu este de o deosebită importanță, întrucît de aceasta depinde posibilitatea scurtării timpului de lucru.

Lungimea bazelor a variat destul de mult.

Cele mai bune baze pentru scara 1 : 500 cerută prin temă s-au dovedit a fi bazele cuprinse între 20 și 40 m.

Lungimea bazelor a fost măsurată cu panglica, citirea distanței făcîndu-se pînă la centimetru.

Pentru cele mai multe din baze, s-au preluat atît cuplurile normale cît și cele deviat-stînga și deviat-dreapta.

Developarea și tratarea materialului fotografic s-a făcut direct la teren, într-un laborator improvizat în interiorul incintei.

Restituția s-a făcut în laboratorul fotogrametric IPROMIN, la stereoautograful Zeiss 1318, folosind după caz pentru modelul stereoscopic scara 1 : 1000 sau 1 : 500.

Reprezentarea carierei a fost făcută prin curbe de nivel cu echidistanța de 0,5 m și nu prin hașuri ca în ridicarea clasică.

Subliniem aceasta ca pe un fapt important, întrucît numai prin restituţie la stereoautograf se pot trage curbe de nivel pe versanţi abrupţi.

Aceasta a făcut ca planul carierei propriu-zise, să prezinte un aspect de plasticitate şi fineţe deosebită.

Totalul suprafeţei ridicate fotogrametric, cuprinzînd atît cariera cît şi panoul exploatabil în anii 1960—1970, a însumat circa 20 ha.

La confruntarea făcută în teren în cadrul recepţiei, s-a putut constata o bună concordanţă între punctele de control determinate tachimetric şi nivelmentul corespunzător redactat pe plan prin fotogrametrie terestră.

★

O altă lucrare de ridicare în plan a carierelor prin metoda fotogrametriei terestre s-a făcut la Baia Sprie.

Problema care a trebuit rezolvată aici a fost mai complicată, întrucît în afara carierei de rambleu propriu-zise, în perimetru sînt cuprinse şi haldele vechi a căror delimitare riguroasă era necesară lucrărilor de proiectare.

La recunoaşterea făcută, s-a constatat însă că terenul prezintă şi zone complet acoperite cu pădure, fapt care a determinat ca lucrarea să fie executată prin metoda combinată, în zonele descoperite — prin fotogrametrie terestră, iar în zonele acoperite — prin topografie regulată.

Şi la această lucrare, fotogramele au fost preluate cu fototeodolitul Zeiss Photheo 19/1318, iar reperajul s-a făcut prin premarcarea terenului cu panouri.

Determinarea reperajului s-a făcut tachimetric, iar distanţele au fost măsurate cu mira orizontală Bala de 2 m şi cu un teodolit Theo 010.

Ca bază topografică a servit triangulaţia specială a bazinului minier localizată în proiecţie Gauss pe fus de 3°.

Cum în aceste condiţii deformaţiile de proiecţie sînt minime, fireşte că şi concordanţa între distanţele măsurate la mira orizontală şi cele rezultate din coordonate a fost foarte bună.

Şi aici amplasarea bazelor a constituit o problemă dificilă, care a necesitat o recunoaştere atentă şi stăruitoare.

Întrucît în zonă sînt diferenţe de nivel foarte mari, a fost nevoie să se preia în unele cazuri, din aceeaşi bază, serii de fotograme cu orizont diferit.

Faptul că haldele au vechime foarte mare, încît pe ele în momentul de faţă a crescut pădure, a constituit o complicaţie în plus.

În ce priveşte lungimea bazelor, ele au variat între 20 şi 40 m pentru versantul principal, şi au coborît sub 20 m pentru bazele din jurul carierei propriu-zise.

Ca material fotografic s-au folosit plăcile Agfa-Topo-Platten, special fabricate pentru fotogrametria terestră.

Sensibilitatea lor mică (circa 1/10° DIN) permite mînuirea lor relativ comodă în teren, întrucît timpul de expunere poate fi, în funcţie de lumină, de cîteva secunde.

Trebuie sublinit faptul, că sensibilitatea spectrală a plăcii Agfa-Topo-Platten nu depăşeşte 5 700 Å, iar ecranul cu care este dotat fototeodolitul întinde ecranarea pînă la 4 850 Å. Rezultă deci că la imaginea care impresionează placa Topo-Platten contribuie numai intervalul de lungimi de undă între 5 700 şi 4 850 Å.

Reducerea impresionării plăcii la un interval de numai 850 Å măreşte substanţial fineţea imaginei, ceea ce pentru fotogrametrie prezintă un mare avantaj.

Pe de altă parte ,această limitare spectrală a intervalului de impresionare impune o înţelegere deosebită pentru fiecare aspect al obiectului de fotografiat.

Numai prin practică îndelungată, se pot rezolva problemele ce se pun fotogrametristului, care trebuie să conducă în aşa fel preluarea, încît pe fotogramă să apară, în principal, numai ceea ce interesează în scopul măsurătorii.

Aceste dificultăţi, adăugate la dificultatea alegerii judicioase a bazei, precum şi atenţia cu totul deosebită care se cere în timpul preluării fotogrametrice, fac ca preluarea să rămînă cea mai dificilă operaţie în fotogrametria terestră.

Rezultatele bune, obţinute la preluarea fotogrametrică de la Baia Sprie, se datoresc, atît calităţii materialelor avute la dispoziţie, cît şi experienţei căpătate la preluările de la Basarabi.

Fotogramele obţinute la Baia Sprie au facilitat operaţia de restituţie, permiţînd o punctare foarte bună a reperelor şi o sesizare promtă a reliefului.

În final, pentru porţiunea de teren care s-a pretat la ridicarea fotogrametrică, s-au obţinut rezultate bune, iar racordarea cu zona ridicată clasic a fost de asemenea bună.

Planul a fost redactat la scara 1 : 500, cu echidistanţa 1 m.

Deşi după instrucţiuni echidistanţa ar fi trebuit să fie de 0,5 m, din cauza pantelor foarte mari, această echidistanţă ar fi încărcat inutil planul.

Adoptarea, în acest caz, a echidistanţei de 1 m s-a făcut tocmai pentru a face planul carierei cît mai clar şi mai expresiv.

Întrucît la Baia Sprie cariera a mai fost ridicată în anul 1961 s-a putut face o comparaţie între ridicarea clasică şi ridicarea fotogrametrică a aceluiaşi obiect.

În figurile 1 şi 2 dăm aspecte ale celor două piese comparate.

Pentru o primă analiză a economicităţii metodei fotogrametrice şi pentru confruntarea rezultatelor noastre cu datele economice din literatură, s-a comparat valoarea devizului în varianta ridicării clasice, cu valoarea devizului ridicării fotogrametrice.

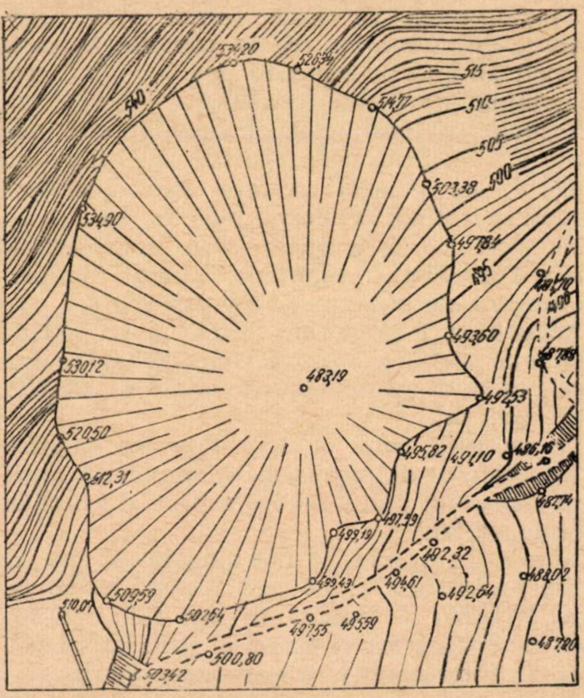

534,20
526,34
515
510
505
500
540
514,77
503,38
534,90
497,84
495
530,12
483,19
493,60
520,50
492,53
512,31
495,82
491,10
486,16
487,14
497,59
499,19
492,32
499,43
494,61
492,64
488,02
509,59
510,07
502,64
497,55
495,59
500,80
503,42
487,20

Fig. 1. Ridicarea topografică a carierei de rambleu de la Baia Sprie.

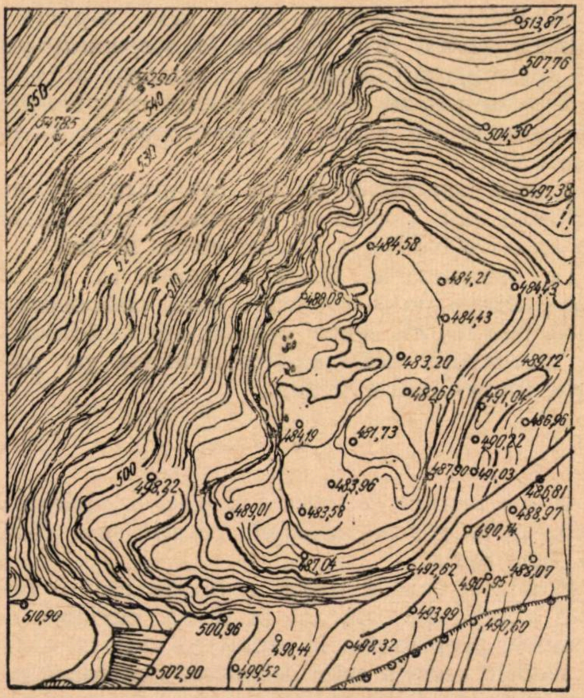

513,87
507,76
550
540
530
520
510
500
504,30
497,38
484,58
484,21
484,43
489,08
483,20
489,12
482,66
491,04
486,96
484,19
481,73
490,22
487,90
491,03
483,96
486,81
488,97
489,01
483,58
490,14
487,04
492,62
489,07
490,95
510,90
493,99
490,60
500,96
498,44
498,32
502,90
499,52

Fig. 2. Ridicarea fotogrametrică a carierei de rambleu de la Baia Sprie

Din analiza făcută s-a putut trage concluzia că ridicarea carierelor prin metoda fotogrametriei terestre, reduce prețul de cost cu cel puțin 20% față de prețul de cost al ridicării clasice, pentru ridicări la scara 1 : 500.

Prin ridicarea în plan pe cale fotogrametrică a celor două cariere, nu se epuizează nici problema în sine, nici preocupările colectivului fotogrametric pentru asemenea lucrări.

Problemele rămase neabordate încă și care reprezintă un interes deosebit pentru exploatările în carieră sînt :

- preluarea și restituția operativă a fronturilor de lucru pentru evidența producției ;
- determinarea volumului excavațiilor ;
- urmărirea felului cum evoluează haldele și determinarea volumului acestora ;
- preluarea fotogrametrică a zonelor de prăbușire și a alunecărilor de teren, datorită exploatării și haldării.

Asupra acestor probleme, literatura prezintă date interesante în ceea ce privește economicitatea și randamentul aplicării metodei fotogrametrice. Bineînțeles că aceste date nu pot fi însușite fără discernămît, în ce privește aplicarea în condițiile din țara noastră.

Problema urmăririi periodice a producției la exploatările miniere la zi comportă o tratare foarte atentă. În acest caz, datele obținute prin fotogrametria terestră trebuie să fie folosite la evaluări cu caracter economic (preț de cost, salarii etc.).

Pentru acest motiv, datele trebuie să reprezinte consemnarea situației exploatării miniere la un anumit moment, de pildă sfîrșit de lună sau sfîrșit de trimestru, și în același timp prelucrarea acestor date trebuie să ajungă în timp util la dispoziția întreprinderii miniere.

Organizarea unei activități fotogrametrice care să poată acoperi aceste condiții, trebuie să țină seama de condițiile meteorologice imprevizibile, de greutățile preluării în timpul iernii, precum și de numărul disponibil de aparate fotogrametrice, și de solicitarea acestor aparate, pentru diverse lucrări de lungă durată. Încercarea practică, în condițiile specifice din țara noastră, va putea preciza la ce nivel se poate asigura controlul periodic al producției miniere pe calea fotogrametriei terestre.

Același lucru trebuie spus și în ce privește evidența și urmărirea zonelor de prăbușire și alunecare de teren, evoluția haldării și deplasărilor în haldă, stabilitatea taluzelor în carieră etc.

În final putem afirma că experiența ne-a arătat necesitatea preocupărilor pentru aplicarea metodei sub aspect tehnic și economic.

BIBLIOGRAFIE

[1] Oprescu N. : *Fotogrametrie.* (Aplicațiile fotogrametriei). Editura didactică și pedagogică, 1961.
[2] Schoeler, H. : *Grundlagen der terrestrischen Photogrammetrie.* VEB Carl Zeiss Jena Nachrichten, Sonderband I, 1959.
[3] *** *Instrucțiuni de folosire a fototeodolitului Photheo* 19/1318. VEB Carl Zeiss Jena.
[4] *** *Instrucțiuni de folosire a stereoautografului.* VEB Carl Zeiss Jena.
[5] Rüger, W. : *Wirtschaftlichere Dürchführung der Betriebakontrollmessung im Braunkohlenbergbau mit Hilfe der photogrammetrischen Verfahren.* Vermessungs-Informationen VEB Carl Zeiss Jena, Heft 14/1963.

REVISTA MINELOR

ANUL XV Nr. 5—6 MAI—IUNIE 1964

СОДЕРЖАНИЕ

Нягу Фл.: *Вклад Института ИПРОМИН в развитие горной промышленности РНР.*

Ченуше К.: *Достижения и дальнейшие направления в области проектирования новых горных предприятий.*

Сорочану Д.: *Достижения в области строительства на поверхности рудников.*

Попеску Шт.: *Развитие проектирования складов угля и руды.*

Меленчук Вл.: *Применение математических методов для решения некоторых вопросов горного дела.*

Георгиу Гр. и Казаку В.: *Современная техника добычи угля открытым способом и возможности ее применения для разработки угольных месторождений Олтении.*

*** *Актуальные вопросы проходки шахтных стволов в РНР.*

Штефанаке М. и Димитреску Н.: *Технико-экономические соображения о переходе от забоев по падению на забои по простиранию в бассейне Филипешть де Пэдуре.*

Александру Г.: *Способы осушения при разработке угольных месторождений.*

Ангелеску А. и Ивановский Б.: *Дренаж метана на угольных шахтах.*

Бэлтэрецу Р., Ницэ С., и Томуш И. *Предупреждение и ликвидация подземных пожаров на угольных шахтах.*

Паладе Г.: *Модернизация разработки соляных залежей в РНР.*

Михаилович Н., Доксэнеску К. и Паскал Р.: *Оконтуривание и промышленная оценка рудных месторождений.*

Стэнеску В., Тапалов Дж., Тёрпени Л. и Антонеску В.: *Усовершенствование систем разработки и новые системы применяемые при эксплуатации рудных месторождений бассейна Марамуреш.*

Дрэгушин А.: *Некоторые вопросы проветривания при массовых взрывах.*

Рэшкану Н.: *К вопросу пневматического транспорта крепких и абразивных руд.*

Гуцу Ал. и Андрей О.: *Применение наземной фотограмметрии для съёмок карьеров.*

INHALT

Neagu, Fl.: *Der Beitrag des Projektionsinstitutes IPROMIN zur Entwicklung des Bergbaues in der Rumänischen Volksrepublik.*

Cenuşe, C.: *Durchführungen und Tendenzen bei der Projektierung neuer Grubenbetriebe.*

Soroceanu, D.: *Bei den Grubenbetrieben im Bereich der Obertagebauten durchgeführte Entwürfe.*

Popescu, Şt.: *Die Entwicklung der Entwürfe für Kohlen- und Erzbunker beim Projektierungsinstitut IPROMIN.*

Melenciuc, Vl.: *Die Anwendung mathematischer Methoden bei der Lösung einiger bergmännischer Probleme.*

Gheorghiu, Gr. und Cazacu, V.: *Die neuzeitliche Technik der Kohlentagebaue und deren Anwendungsmöglichkeiten beim Abbau der Lagerstätten Olteniens.*

*** *Aktuelle Probleme des Schachtabteufens bei den Grubenbetrieben der Rumänischen Volksrepublik.*

Ştefanache, M. und Dimitrescu, N.: *Technisch-ökonomische Betrachtungen bezüglich des Überganges vom schwebenden auf streichenden Strebbau, im Kohlenbecken von Filipeştii de Pădure.*

Alexandru, Gh.: *Entwässerungsverfahren bei den Kohlengruben.*

Angelescu, A. und Ivanovschi, B.: *Die Absaugung des Methangases in den Kohlengruben.*

Băltăreţu, R., Niţă, S. und Tomuş, I.: *Die Vorbeugung und Bekämpfung der Grubenbrände in den Kohlengruben.*

Palade, Gh.: *Die Modernisierung der Salzbergwerke in der Rumänischen Volksrepublik.*

Mihailovici, N., Doxănescu, C. und Pascal, R.: *Die Konturierung und industrielle Bewertung der Erzlagerstätten.*

Stănescu, V., Tapalov Georgeta, Törpeny, L. und Antonescu, V.: *Verbesserung der gegenwärtig angewendeten und Einführung neuer Gewinnungsmethoden in den Erzgruben des Gebietes Maramureş.*

Drăguşin, A.: *Einige beim Schiessen mit grossen Sprengladungen auftretende Bewetterungsprobleme.*

Răşcanu, N.: *Einige bei der Förderung von harten Erzen mittels Pressluft sich ergebende Probleme.*

Guţu, Al. und Andrei, O.: *Die Anwendung terestrischer Photogrammetrie bei der Vermessung von Tagebauen.*

ORSZ. MŰSZAKI KÖNYVTÁR 1883

INTREPRINDEREA DE STAT PENTRU COMERȚUL EXTERIOR

Katowice — 7 Ligonia — R.P. Polonă
Căsuța poștală : 825
Telefon : 329—61 ; 366—06
Telex : 18209
Telegrame : CENTROZAP—Katowice

EXPORT

DE MAȘINI ȘI INSTALAȚII PENTRU INDUSTRIA MINIERĂ

Exploatare :

- perforatoare electrice și pneumatice
- ciocane de abataj pneumatice pentru lucrări de susținere
- haveze
- haveze — încărcătoare
- grupuri de haveze încărcătoare

Transport :

- încărcătoare cu catapultă
- încărcătură pentru puțuri
- transportoare ușoare cu raclete
- transportoare cu bandă
- trolii
- transportoare cu bandă
- ciururi

Preparare mecanică :

- concasoare
- instalații de îmbogățire
- deshidratoare

Ventilatoare

CENTROZAP

Vizitați standul nostru la al XXXIII-lea TÎRG INTERNAȚIONAL de la POZNAN
între 7 și 21 iunie 1964

SOMMAIRE

Neagu, Fl.: *La contribution de l'Institut pour l'établissement des projets miniers au développement des mines de la République Populaire Roumaine.*

Cenuşe, C.: *Réalisations et tendances dans l'établissement des projets pour la construction de nouvelles mines.*

Soroceanu, D.: *Réalisations dans le domaine des constructions minières pour les services du jour.*

Popescu, Şt.: *L'évolution de l'établissement des projets pour dépôts de charbons et minerais.*

Melenciuc, Vl.: *L'application des méthodes mathématiques à la solution de certains problèmes miniers.*

Gheorghiu, Gr. et Cazacu, V.: *La technique moderne dans l'exploitation à ciel ouvert des charbons et la possibilité de son application aux gisements situés en Olténie.*

*** *Problèmes actuels concernant le fonçage des puits de mine dans la République Populaire Roumaine.*

Ştefanache, M. et Dimitrescu, N.: *Considérations techniques et économiques sur la transition de l'avancement montant à l'avancement chassant dans l'exploitation par longues tailles au bassin charbonnier de Filipeştii de Pădure.*

Alexandru, Gh.: *Méthodes d'assèchement appliquées dans les charbonnages.*

Angelescu, A. et Ivanovschi, B.: *Le drainage du grisou dans les mines de charbon.*

Băltăreţu, R., Niţă, S. et Tomuş, I.: *Prévention et liquidation des feux souterrains dans les charbonnages.*

Palade, Gh.: *La modernisation des salines de la République Populaire Roumaine.*

Mihailovici, N., Doxănescu, C. et Pascal, R.: *La délimitation et l'évaluation industrielle des gîtes métallifères.*

Stănescu, V., Tapalog Georgeta, Törpeny, L. et Antonescu, V.: *L'amélioration des méthodes d'exploitation ainsi que nouvelles méthodes applicables aux gisement métallifères de la région de Maramureş.*

Drăguşin, A.: *Certains problèmes d'aérage en relation avec le sautage des mines en masse.*

Răşcanu, N.: *Certains problèmes concernant le transport pneumatique des minerais abrasifs.*

Guţu, Al et Andrei, O.: *L'application de la photogrammétrie terrestre au lever des carrières.*

CONTENTS

Neagu, Fl.: *The contribution of the Institute of Mine Projecting (IPROMIN) to the development of mining in the R.P.R.*

Cenuşe, C.: *Achievements and tendencies in the designing of new mines.*

Soroceanu, D.: *Achievements in the domain of the surface constructions in the mining department.*

Popescu, Şt.: *The development of the coal and ore bunker designing in the Institute of Mine Projecting (IPROMIN).*

Melenciuc, Vl.: *The application of mathematical methods for solving mining problems.*

Gheorghiu, Gr. and Cazacu, V.: *Modern technics in coal quarrying and their application possibilities for the coal deposits of Oltenia.*

*** *Actual problems of shaft sinking in the mines oft he R.P.R.*

Ştefanache, M. and Dimitrescu, N.: *Technical and economical considerations concerning the transition from overhand stope to longwall face in the coal basin of Filpeştii de Pădure.*

Alexandru, Gh.: *Water drainage methods in coal mines.*

Angelescu, A. and Ivanovschi, B.: *The drainage of methane in coal mines.*

Băltăreţu, R., Niţă, S. and Tomuş, I.: *The prevention and the liquidation of under ground fires in coal mines.*

Palade, Gh.: *The modernization of Rumanian salt mines.*

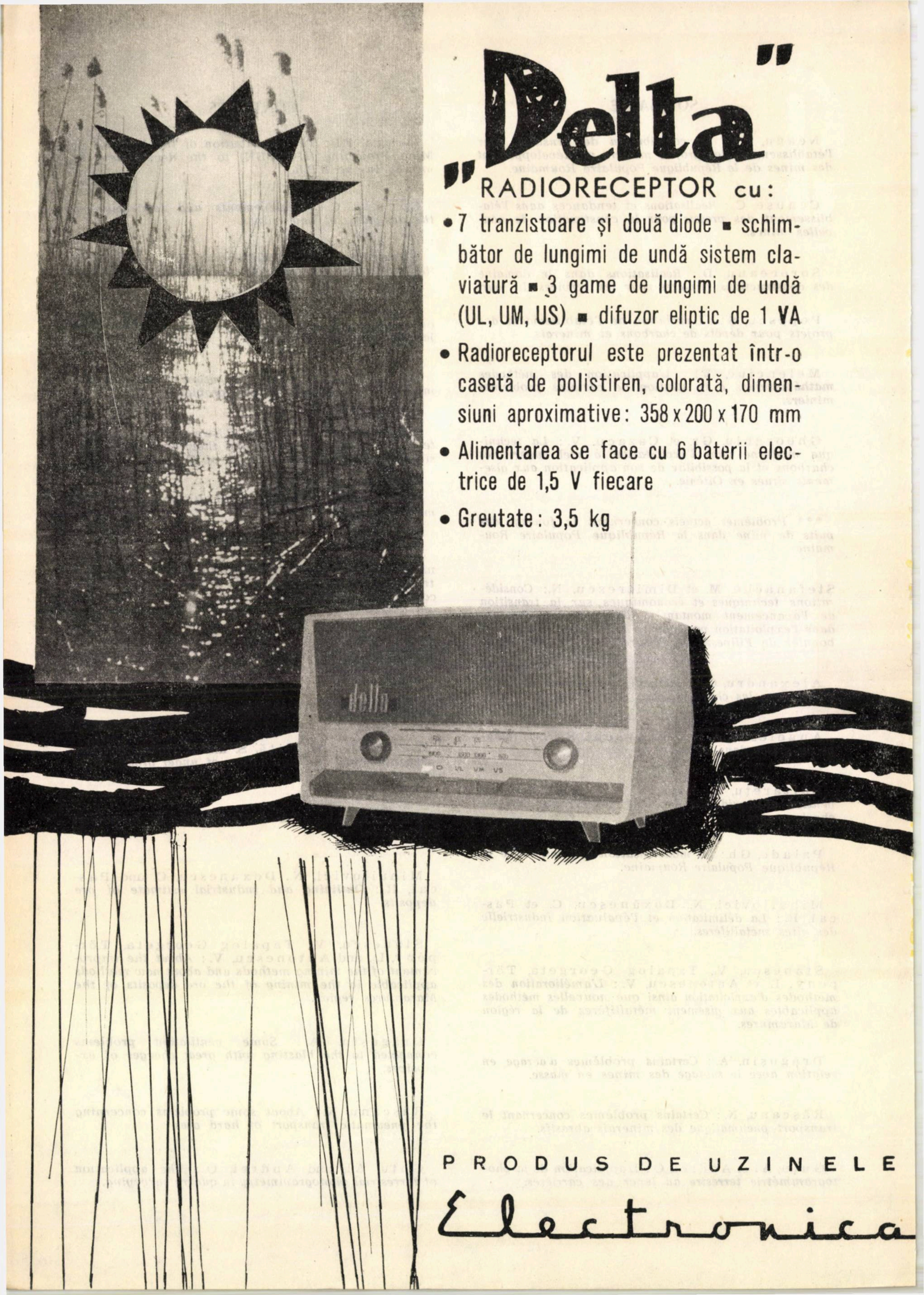
Mihailovici, N., Doxănescu, C. and Pascal, R.: *Outlining and industrial estimate of ore deposits.*

Stănescu, V., Tapalog Georgeta, Törpény, L., and Antonescu, V.: *About the improvement of the mining methods and about new methods applicable in the mining of the ore deposits of the Maramureş region.*

Drăguşin, A.: *Some ventilation problems connected to the blasting with great charges of explosives.*

Răşcanu, N.: *About some problems concerning the pneumatic transport of hard ores.*

Guţu, Al. and Andrei, O.: *The application of terrestrial photogrammetry in quarry surveying.*



„Delta"

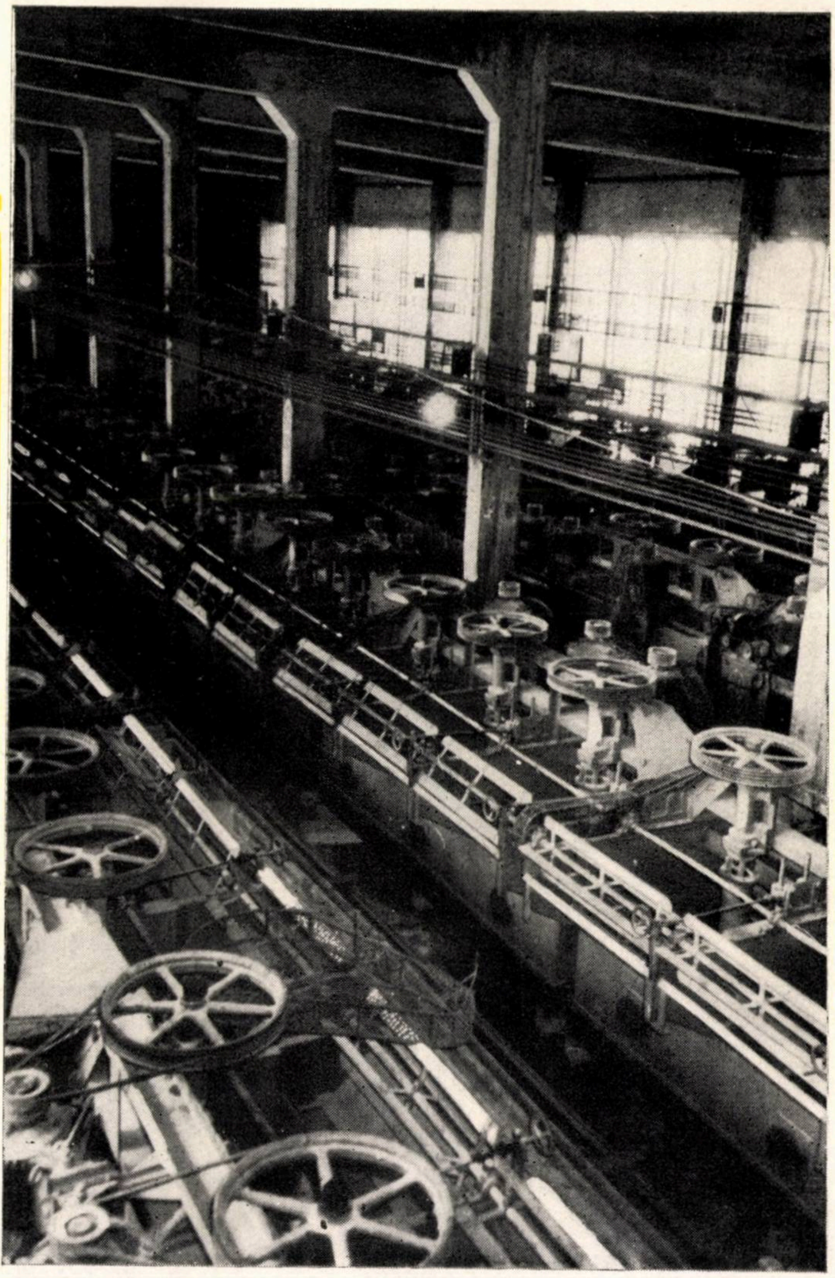
RADIORECEPTOR cu:

- 7 tranzistoare și două diode ▪ schimbător de lungimi de undă sistem claviatură ▪ 3 game de lungimi de undă (UL, UM, US) ▪ difuzor eliptic de 1 VA
- Radioreceptorul este prezentat într-o casetă de polistiren, colorată, dimensiuni aproximative: 358 x 200 x 170 mm
- Alimentarea se face cu 6 baterii electrice de 1,5 V fiecare
- Greutate: 3,5 kg

PRODUS DE UZINELE

Electronica

Trustul minier
BAIA MARE



FLOTAȚIA
CENTRALĂ

CELULE
DE FLOTAȚIE

MINERALIMPORTEXPORT

OFFERS

different assortments of cement of a high quality

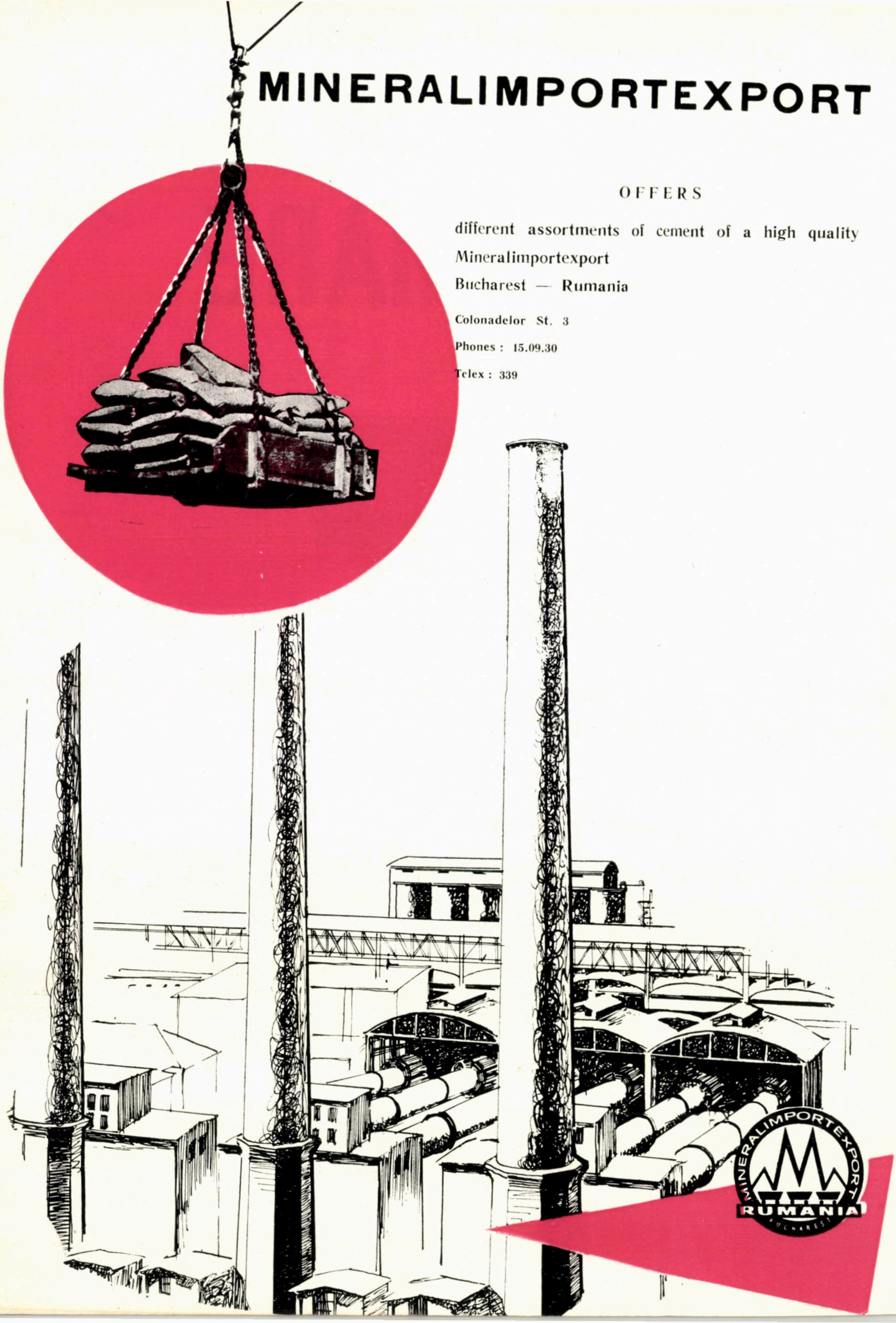
Mineralimportexport

Bucharest — Rumania

Colonadelor St. 3

Phones : 15.09.30

Telex : 339


MINERALIMPORTEXPORT
RUMANIA
BUCHAREST

TRUSTUL MINIER „MUREȘ”

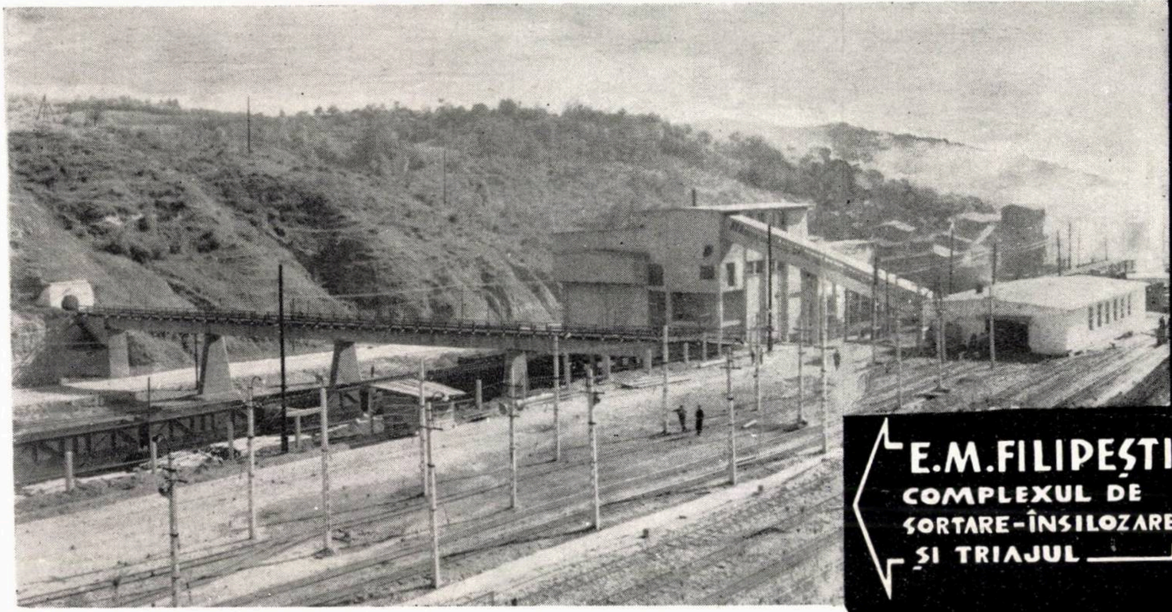
MIERCUREA CIUC

EXPLOATAREA BALAN

M. M. E. E.

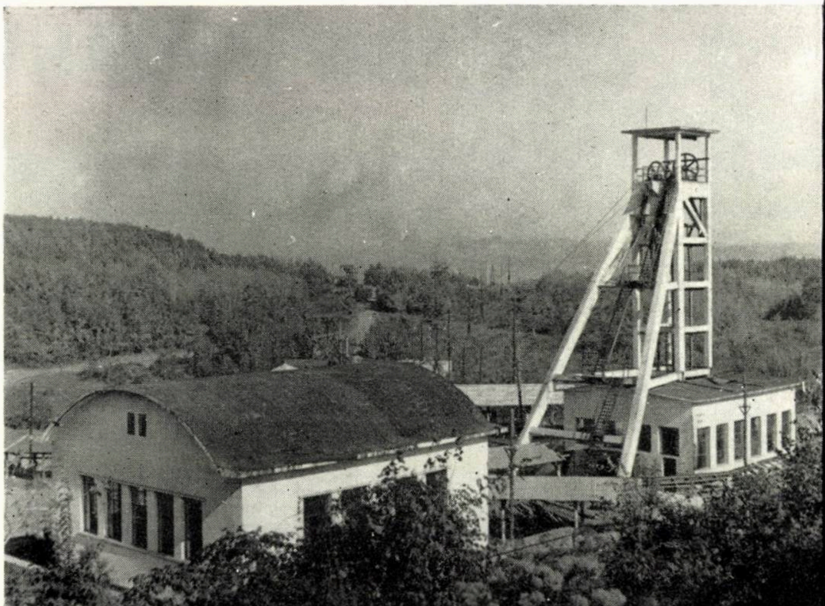
DIRECȚIA GENERALĂ CĂRBUNE

Trustul minier MUNTENIA PLOIEȘTI



E.M. FILIPEȘTI

COMPLEXUL DE SORTARE-ÎNSILOZARE ȘI TRIAJUL



E.M. ȘOTÎNGA

PUȚUL DE EXTRACȚIE „ILFOV"

Trăiască
PACEA
și
PRIETENIA
între
popoare

TCMC

TRUSTUL DE CONSTRUCȚII ȘI MONTAJE CĂRBUNE

EXECUTĂ PRIN UNITĂȚILE SALE DE CONSTRUCȚII ȘI MONTAJ
LUCRĂRI MINIERE DE SUPRAFAȚĂ :

- PREPARAȚII COMPLEXE
- TURNURI DE EXTRACȚIE
- DRUMURI, CĂI FERATE, PODURI
- ALIMENTĂRI CU APĂ
- CONSTRUCȚII HIDROTEHNICE
- FUNICULARE
- CONSTRUCȚII INDUSTRIALE
- CONSTRUCȚII CIVILE

BUCUREȘTI • CALEA VICTORIEI 48-50 • TEL 163970

TRUSTUL MINIER CLUJ

produce:

PENTRU TURNĂTORIILE DE FONTĂ, OȚEL ȘI BRONZ

- **Nisipuri naturale de turnătorie**
- **Nisipuri spălate și clasate**
- **Bentonită liant pentru forme**

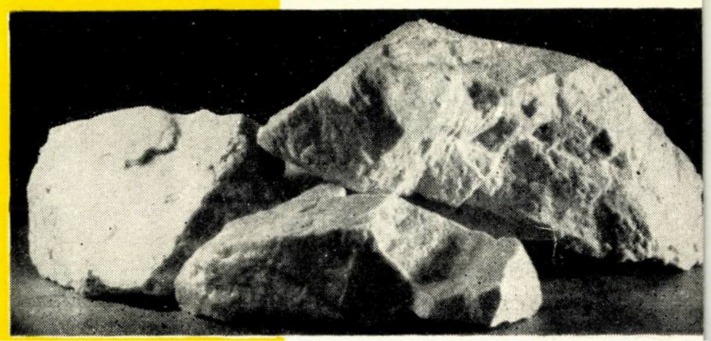
Bentonită brută de valea Chioarului

Bentonită măcinată, liant pentru forme de turnătorie

- **Caolinuri selecționate**
- **Feldspat pentru ceramică fină**
- **Feldspat pentru glazuri**

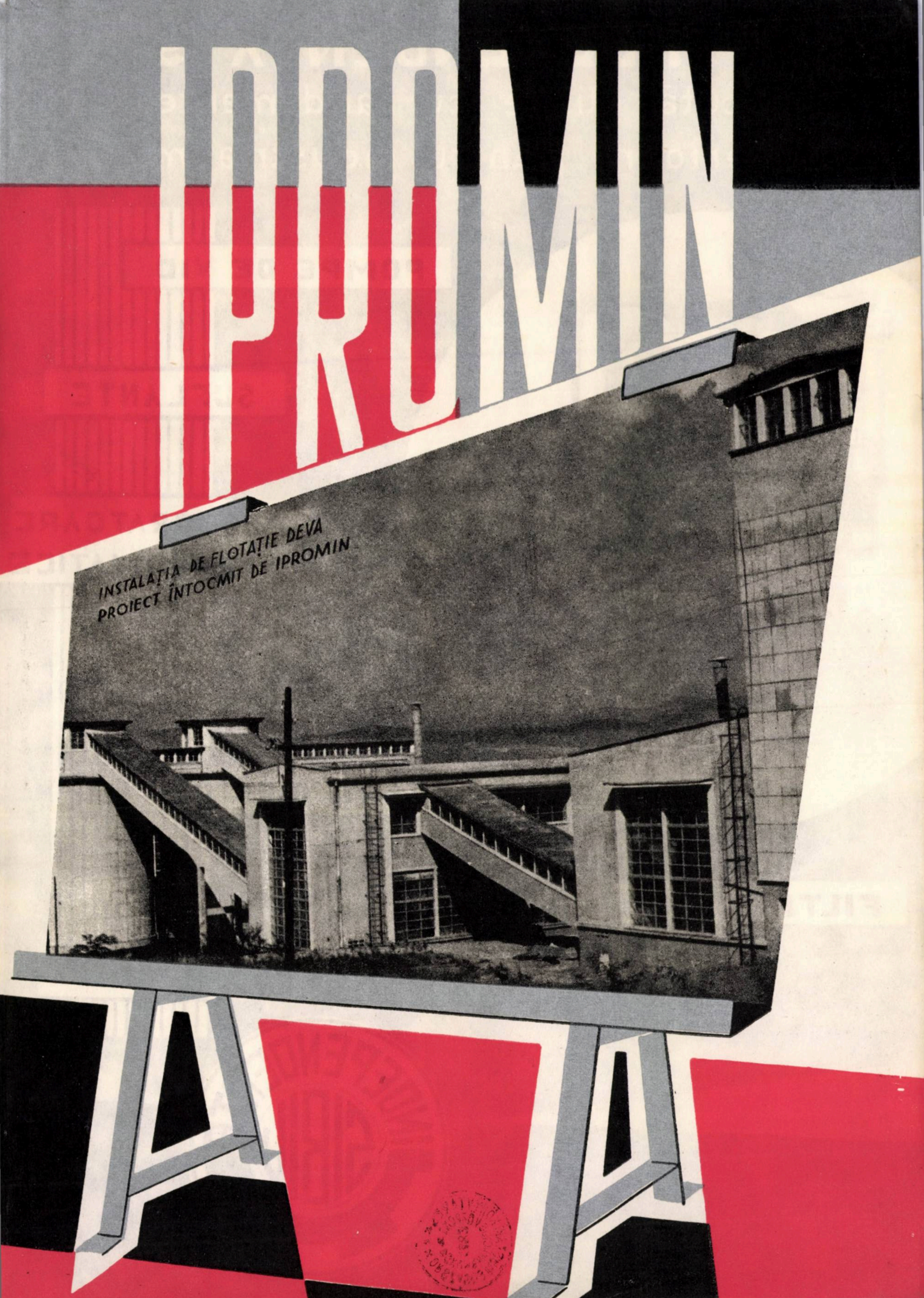
PENTRU INDUSTRIA ELECTROCERAMICI ȘI A PORȚELANURILOR FINE

Feldspat pentru Ceramică fină—Exploatarea Muntele Rece



Feldspat pentru glazuri de Muntele Rece

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT
883

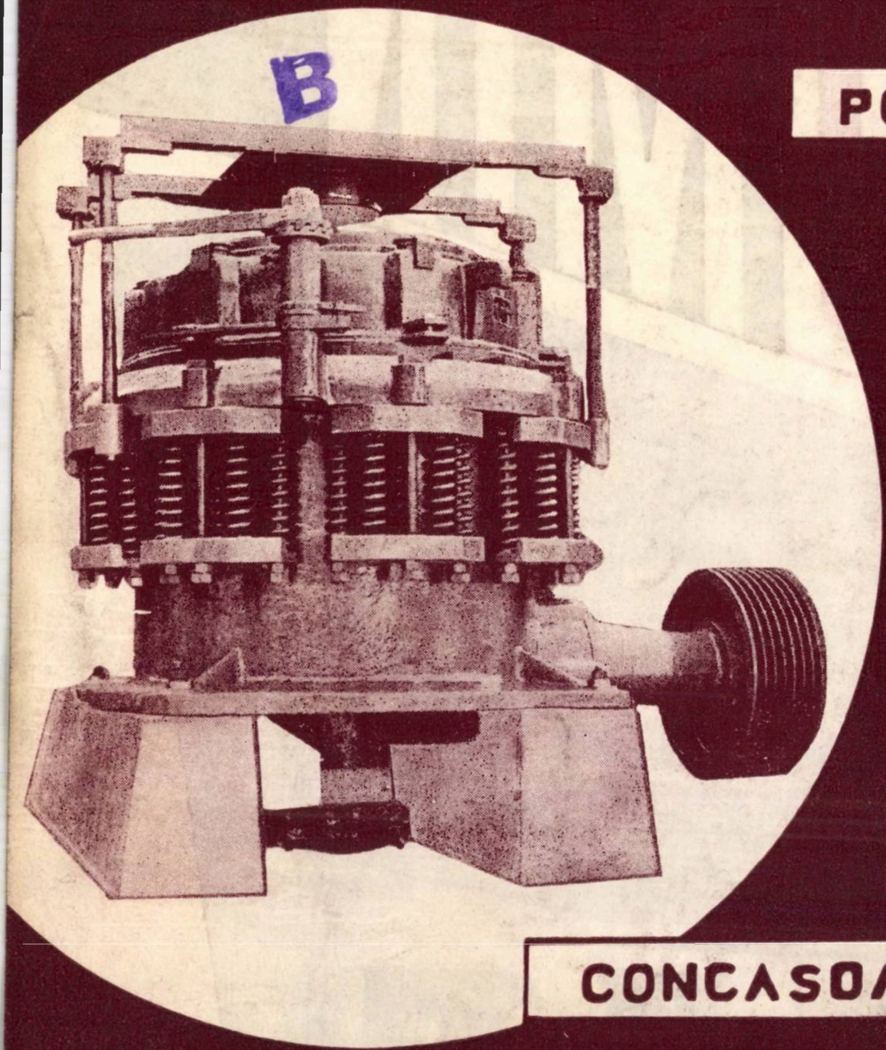

IPROMIN
INSTALAȚIA DE FLOTAȚIE DEVA
PROIECT ÎNTOCMIT DE IPROMIN

UZINA INDEPENDENTA SIBIU
executā utilaje cu randamente
superioare pentru industria minierā

POMPE DE VID

SUFLANTE

PERFORATOARE
PNEUMATICE



CONCASOARE GIRATORICE

FILTRE DE VID

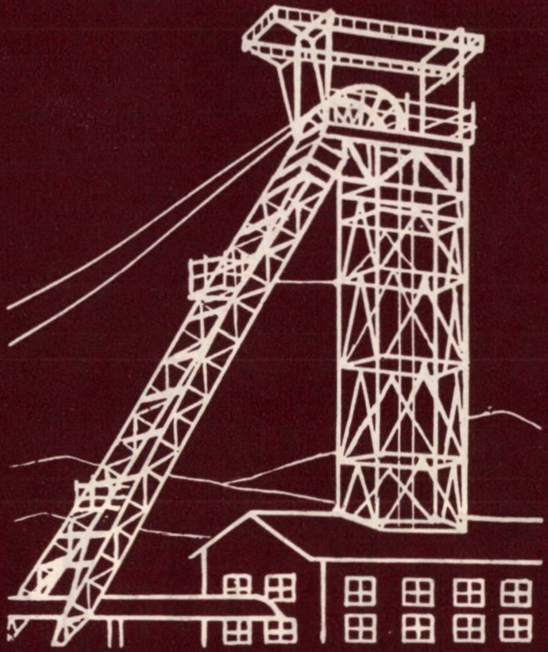
CIOCANE DE ABATAJ PNEUMATICE

INDEPENDENTA
SIBIU

E 1433

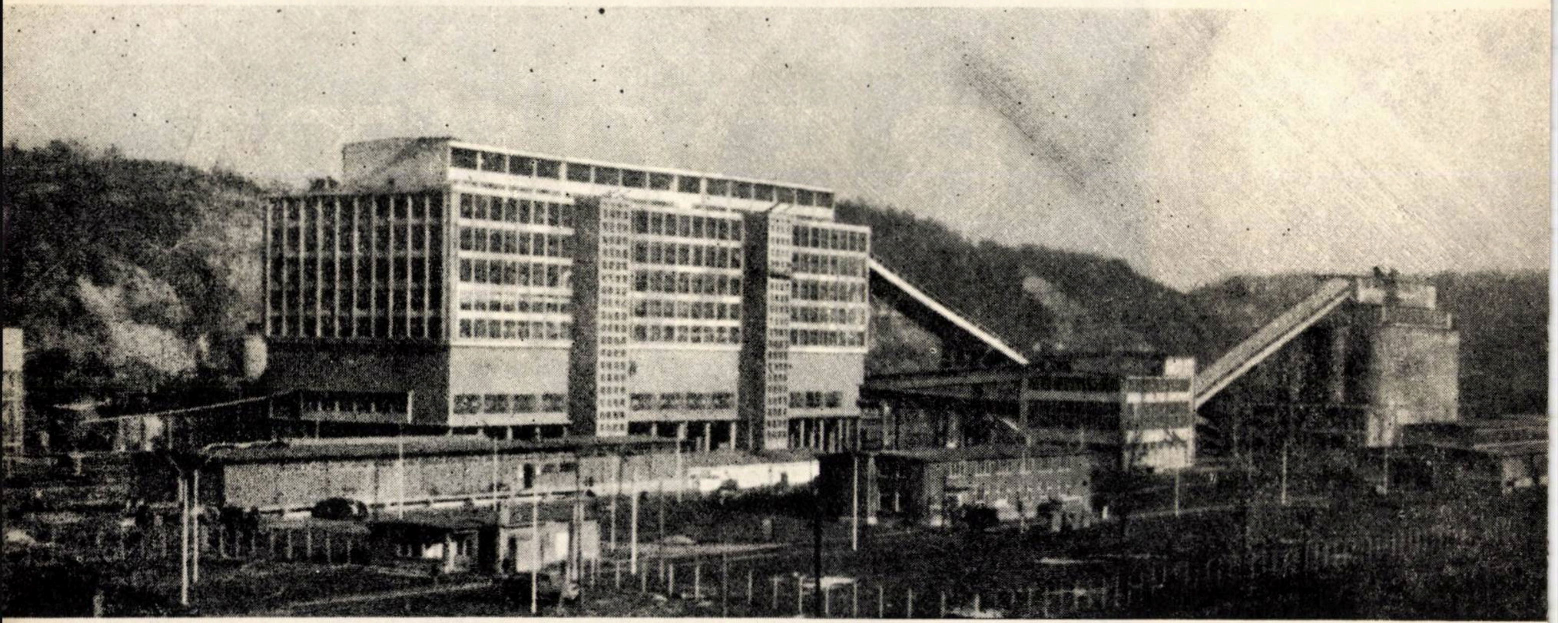
REVISTA MINELOR

VOLUMUL XV NUMĂRUL 7 PAGINA 321—368



7

BUCUREŞTI IULIE 1964



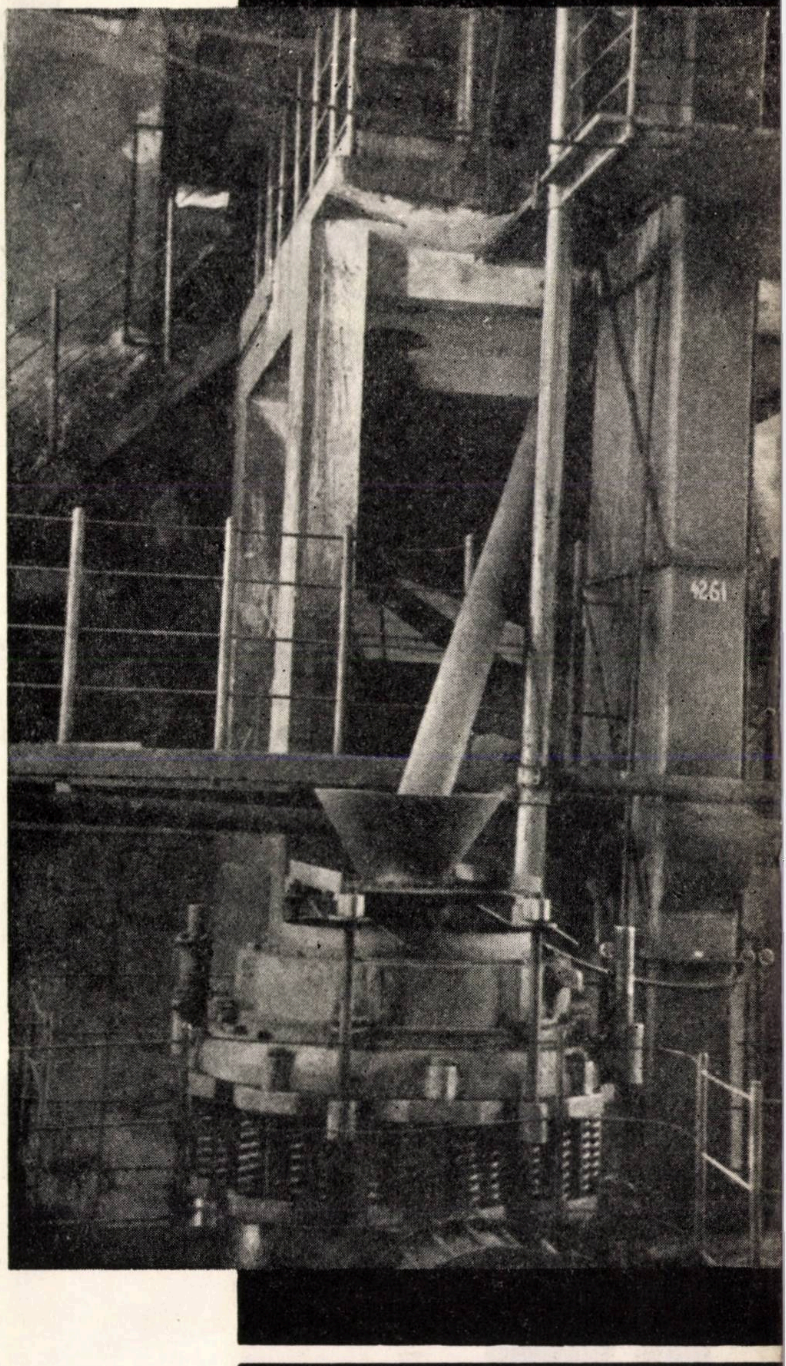
VEDERE PANORAMICĂ A NOII PREPARAȚII
DE CĂRBUNE DE LA COROEȘTI

COMBINATUL CARBONIFER VALEA JIULUI

E 1433

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

INTREPRINDEREA MINIERĂ
Vatra Dornei



produce:

MINEREU DE MANGAN

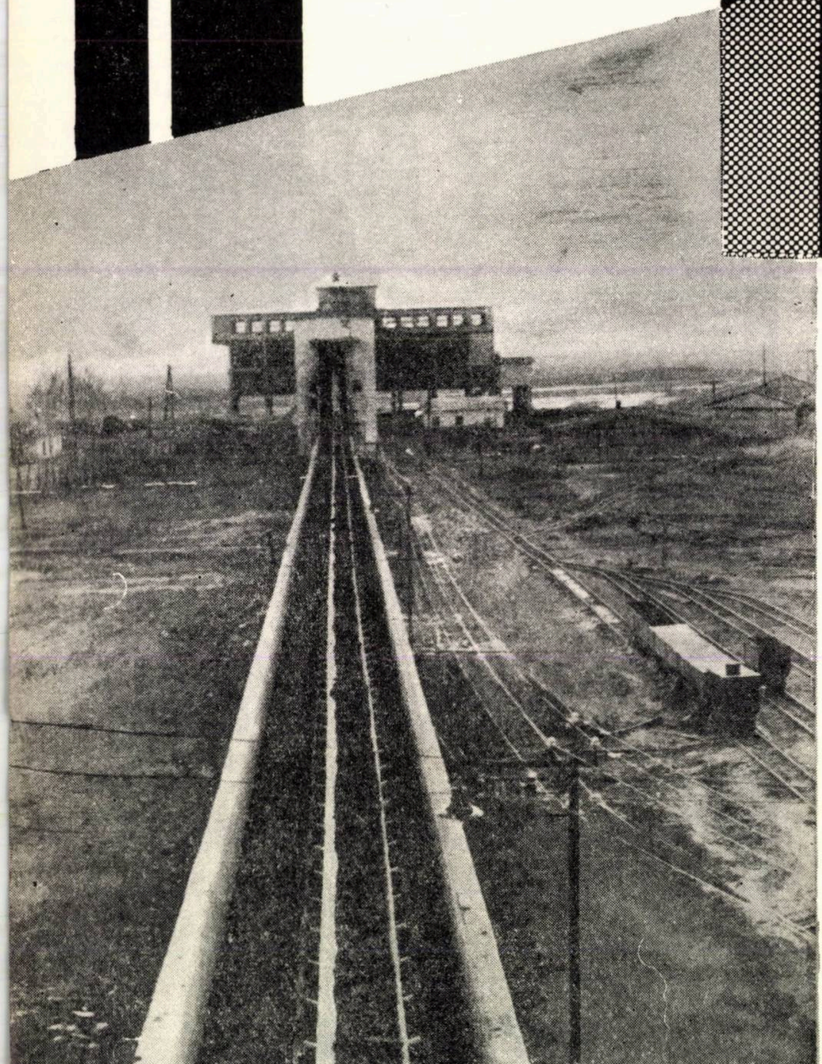
- Oxizi
- Oxizi superiori
- Carbonat prăjit
- Concentrate superioare pentru baterii

BARITINA BULGARI

TRUSTUL MINIER
„ARDEALUL”
ORADEA, STR. VASILE ALECSANDRI Nr. 2

produce:

LIGNIT
CĂRBUNE BRUN
BAUXITĂ
ARGILĂ REFRACTARĂ
BITUM NATURAL
ULEIURI POLARE



STAȚIA DE SORTARE ȘI INSILOZARE
LA E.M. SĂLAJ

Revista MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ȘI ENERGIEI
ELECTRICE ȘI AL CONSILIULUI NAȚIONAL
AL INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT
1883

CUPRINS

Savul, M. și Pomîrleanu, V. **Însemnătatea metodei statistice în geotermometrie.** 321–324

Cenușe, C., Tomov, I., Cenușe, V. și Melenciuc, Vl. **Metode și mijloace de rambleiere mecanizată a golurilor din subteran (II)** . . . 325–329

Dumitrescu, E. **Realizări privind înlocuirea lemnului de mină ca material de susținere în lucrările miniere din cadrul Trustului aurului Brad.** 330–335

Tătaru, S. **Epurarea apelor reziduale ale instalațiilor de preparare a minereurilor.** 336–344

NOTE

Constantinescu, I. și Darabont Al. **Ciocan de abataj acționat electric.** 345–350

Tulliu, D. și Iacoban, I. **Valorificarea minereurilor de fier sărace și silicioase prin procedeul Krupp-Renn.** 351–355

INFORMAȚII

Guran, M. **Centre de studii și cercetări pentru prepararea minereurilor din Franța.** 355–362

Sesiunea tehnico-științifică a Trustului de prospecțiuni și explorări miniere din cadrul Ministerului Minelor și Energiei Electrice . . . 362–364

RECENZII 365

DOCUMENTARE 368

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. LUBENESCU D., Laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil ; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct ; ing. ANTON P. ; ing. BĂLTĂREȚU R. ; conf. ing. BUZATU C. ; candidat în științe prof. ing. COVACI ȘT. ; economist ENACHE M. ; ing. FOLEA I. ; prof. dr. ing. HUBER PANU membru corespondent al Academiei R.P.R., prof. dr. IANOVICI V. membru corespondent al Academiei R.P.R., Laureat al Premiului de Stat ; ing. KISS A. ; ing. ROMAN P. ; ing. ȘERBAN A. ; prof. ing. VANCI GH., candidat în științe ing. VLAD P.

СОДЕРЖАНИЕ

Савул, М. и Помырляну В. *Значение статистического метода в геотермометрии.*

Ченуше К., Томов И., Ченуше В. и Меленчук В. *Методы и средства механизации закладки. II.*

Думитреску Е. *Достижения в области замены деревянного крепления горных выработок на рудниках треста Брад.* В статье представлены результаты проведенных опытов по замене деревянного крепления горных выработок.

Татару С. *Очистка осветлённых вод на рудоодогатительных фабриках.*

Излагаются способы очистки осветлённых вод на рудообогатительных фабриках и рассматриваются возможности извлечения из них использованных реагентов.

ЗАМЕТКИ

Константинеску И. и Дарабонт А, *Электрический отбойный молоток.*
Излагаются принципы расчёта электрического отбойного молотка.

Туллиу Д. и Якобан И. *Переработка бедных кремнистых железных руд способом Крупп-Ренн.*

ИНФОРМАЦИИ

Научно-исследовательские центры по обогащению руд во Франции.

РЕЦЕНЗИИ

ДОКУМЕНТАЦИЯ

INHALT

Savul, M. und Pomîrleanu, V.: *Die Bedeutung der statistischen Methode in der Geothermometrie.*

Cenuşe, C., Tomov, I., Cenuşe, V. und Melenciuc, Vl.: *Mechanische Versatzmethoden und deren Ausrüstung untertage.*

Dumitrescu, E.: *Die Ergebnisse des Ersatzes von Grubenholz als Ausbaumaterial untertage bei den Gruben des Trustul aurului Brad (Brader Goldtrust).*

Im Rahmen des Aufsatzes werden die hinsichtlich des Ersatzes des Grubenholzes durch andere Ausbaumaterialien erzielten Versuchsergebnisse bekannt gegeben. Zu Beginn wird das Verhalten und der Verbrauch an Grubenholz als Ausbaumaterial angeführt und nachfolgend die als Ersatz verwendeten Materialien und die damit erzielten Ergebnisse mitgeteilt.

Tătaru, S.: *Bie Abwasserreinigung bei den Erzaufbereitungsanlagen.*

Der Verfasser behandelt die Möglichkeiten sowohl der Abwasserreinigung bei den Erzaufbereitungsanlagen als auch die Möglichkeit der Rückgewinnung einiger in diesen Abwässern enthaltenen Reagenzien.

NOTIZEN

Constantinescu, I. und Darabont, Al.: *Elektrisch betätigter Abbauhammer.*

Im Aufsatz werden die Grundlagen der Berechnung und Betätigung eines elektrisch betriebenen Abbauhammers mitgeteilt.

Tulliu, D. und Iacob, I.: *Die Verwertung armer, siliziumhältiger Eisenerze durch Anwendung des Krupp- Renn Verfahrens.*

INFORMATIONEN

Studien und Forschungszentren für Erzaufbereitung in Frankreich.

REZENSIONEN

DOKUMENTIERUNG

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT

Însemnătatea metodei statistice în geotermometrie

Acad. prof. dr. M. SAVUL și lector V. POMÎRLEANU,
candidat în științe

De mult timp se știe că în interiorul unor minerale se găsesc diverse feluri de incluziuni solide, lichide și gazoase. Astfel, cristalele de cuarț sînt pline de incluziuni fluide, mai ales de dimensiuni microscopice. Incluziunile din cristalele de cuarț au, de obicei, două faze: lichid-vapori. Ele umplu cavități de dimensiuni variabile și de forme fie regulate reprezentînd forme cristalografice negative, fie cu totul neregulate (fig. 1).

La cristalele de cuarț de temperatură înaltă, aparținînd rocilor eruptive, aceste incluziuni au o distribuție regulată. Studiul incluziunilor fluide din cristalele de cuarț de origine magnetică a fost dezvoltat în ultimul deceniu de către M. Savul și Al. Barbu [1]. Aceștia au arătat că o parte din incluziuni sînt distribuite după anumite plane interne, care la rîndul lor au o orientare cristalografică. O parte din aceste incluziuni s-a produs în timpul mișcării lamelare a magmei, prin aderență pe suprafețele plane ale cristalului de cuarț în timpul creșterii lor. Altă parte din incluziuni s-a produs cu mult mai tîrziu, prin circulație internă de soluțiuni, după începerea consolidării magmei sub acțiunea presiunilor tectonice.

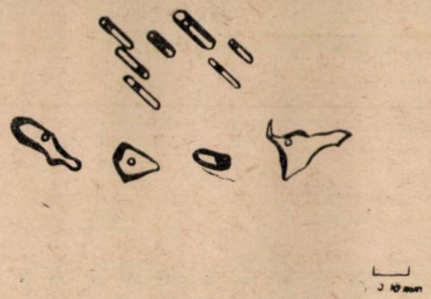


Fig. 1. Incluziuni fluide în cristalele de cuarț din filoanele cuprinse în diabazele de la Niculițel (Dobrogea de nord).

Incluziuni asemănătoare apar și în cristalele de cuarț de origine hidrotermală. Ele reprezintă porțiuni din soluția hidrotermală, prinse în cristalele de cuarț în timpul creșterii lor. Studiul acestor incluziuni ne dă lămuriri nu numai asupra naturii chimice a soluțiilor hidrotermale, dar are și o deosebită însemnătate pentru determinarea unor condiții termodinamice sub care s-a produs cristalizarea cuarțului.

Studiul incluziunilor fluide din minerale capătă din an în an o însemnătate din ce în ce mai mare pe plan mondial. Cu ocazia celui de-al XXI-lea Congres de geologie de la Copenhaga, s-a hotărît înființarea *„Asociației internaționale pentru studiul incluziunilor fluide“*. Pentru coordonarea acestei asociații s-a constituit un comitet format din N. P. Ermakov (Moscova), G. Deicha (Paris) și E. Rodder (Washington). În urma propunerilor făcute de către N. P. Ermakov, Comitetul național al geologilor din R.P.R. organizează o secție națională romînă pentru studiul incluziunilor fluide.

La cel de-al XXII-lea Congres internațional de geologie, care se va ține în acest an la New-Delhi, asociația internațională va organiza un simposion în legătură cu utilizarea incluziunilor fluide din minerale pentru endogeochimie și geneza zăcămintelor.

★

Între numeroasele aplicări ale studiului incluziunilor fluide este și aceea a determinării temperaturii de formare a unor minerale dintr-un zăcămînt dat. Faptul că, pînă nu de mult, cercetările în acest domeniu se făceau numai asupra cazurilor izolate și duceau la rezultate neconcordante, a pus la îndoială valabilitatea metodei geotermometrice prin omogenizarea fazelor lichid-vapori din incluziunile fluide din minerale. În ultimul deceniu M. Savul și V. Pomîrleanu [2], [3] au introdus în geotermometrie metoda statistică, care, spre deosebire de rezultatele menționate anterior, a dus de astădată la rezultate concordante. Această metodă constă, în primul rînd, în determinarea unui număr mare de date experimentale și utilizarea lor pentru construirea unor diagrame de frecvență.

Histogramele construite pe baza datelor experimentale au arătat că în cazul cuarțului procesul de cristalizare într-un zăcămînt n-a avut loc la o temperatură fixă, ci într-un interval mai larg, cu un maxim de frecvență pentru o anumită temperatură. Uneori pot apărea și două maxime de frecvență chiar la același cristal. O astfel de curbă de frecvență cu două maxime este reprezentată în figura 2.

Dacă se fac determinări asupra temperaturii de omogenizare a incluziunilor fluide din mai multe cristale din același loc și se construiește cîte o curbă de frecvență pentru fiecare cristal, se constată că valorile limitelor inferioare și superioare, precum și valorile temperaturilor cu maxim de frecvență, pot fi deosebite de la un cristal la altul, dar că în majoritatea cazurilor curbele se suprapun în mod parțial. O curbă de însumare pentru toate valorile de temperatură, determinate la cristalele cercetate din același loc, conturează limite comune de variație (fig. 3).

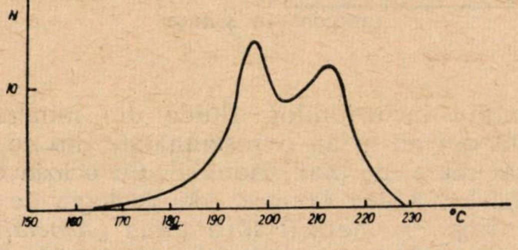


Fig. 2. Curba de frecvență pentru temperaturile de omogenizare a incluziunilor fluide dintr-un cristal de cuarț localizat într-un filon hidrotermal din cuprinsul masivului granitic de la Iacobdeal—Turcoaia (Dobrogea de nord).

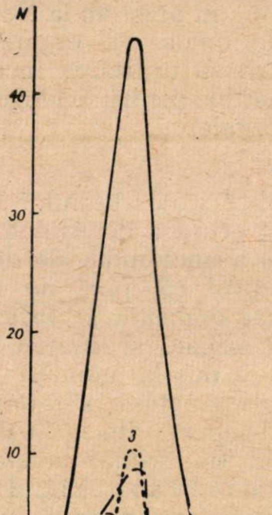


Fig. 3. Curbele de frecvență ale temperaturilor de omogenizare a incluziunilor fluide pentru cristalele de cuarț secundar care apar în filonașe în cuprinsul gresiilor werfeniene de la Malcoci (Dobrogea de nord).

Din examinarea mai multor probe de cristale de cuarț, colectate la adîncimi deosebite într-un același zăcămînt filonian, aproximativ pe linia de cea mai mare pantă, se constată că valorile temperaturilor de omogenizare, luate pe cîte un caz separat și cu cîte o singură determinare, nu au nici o ordine în raport cu adîncimea. În schimb, prin considerarea statistică a valorilor temperaturilor de omogenizare, prin amplificarea determinărilor la mai multe cristale din același loc, se evidențiază clar o regularitate a distribuției temperaturilor în raport cu adîncimea. În urma luării în considerare a valorilor statistice, se constată că la orizonturi mai adînci, temperaturile de cristalizare ale cuarțului sînt mai ridicate decît pentru orizonturile superioare. Această variație continuă și în același sens se coordonează pentru valorile de maxim de frecvență, pentru mediile aritmetice și limitele de variație ale temperaturilor (fig. 4).

Bazați pe aceste considerente autorii au elaborat diagrame de sinteză pentru toate orizonturile, din același filon, în care se vede continuitatea creșterii temperaturii în raport cu adîncimea. Aceste diagrame constituie o analiză geotermometrică a formării cristalelor de cuarț în zăcămîntul respectiv. Astfel de diagrame au fost construite pentru zăcămintele Herja, Baia Sprie, Săsar, Nistru, din regiunea minieră Baia Mare.

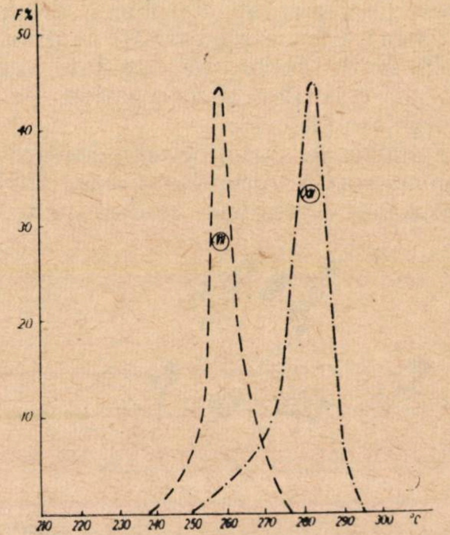


Fig. 4. Curbele de frecvență ale temperaturilor de omogenizare pentru incluziunile fluide din cristalele de cuarț de la orizonturile VII și XII filonul principal Baia Sprie.

Cînd mineralizarea a decurs în cuprinsul unui filon în mod continuu și uniform, atunci și diagramele de sinteză au un aspect regulat, cum este cazul pentru zăcămîntul Baia Sprie (fig. 5).

Dacă au intervenit noi factori prin care au intrat în cuprinsul filonului soluții cu temperaturi variate, de exemplu temperaturi mai ridicate, atunci diagrama de sinteză nu mai prezintă aceeași regularitate ci întreruperi în dreptul acelui loc. Astfel este cazul diagramei din figura 6, pentru filonul XXV Sofia de la Săsar.

La două filoane paralele, se constată că regimul termic poate fi deosebit. La o aceeași altitudine absolută temperaturile sînt deosebite la cele două filoane.

În urma permanentei evidențieri a variației regulate a temperaturilor de cristalizare ale cuarțului în raport cu adîncimea, autorii au introdus noțiunea de *treaptă* și *gradient geo-*

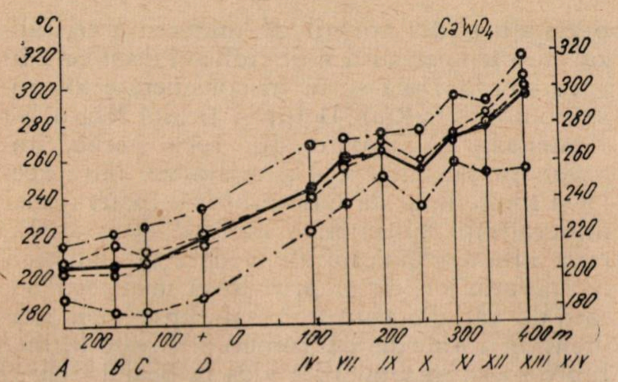


Fig. 5. Variația temperaturilor de omogenizare la diverse orizonturi ale filonului principal de la Baia Sprie (diagrama Savul-Pomîrleanu).

termic al soluțiilor din care s-a depus cuarțul. În mod obișnuit, treapta și gradientul geotermic se referă, în geologie, la variația de temperatură a rocilor în raport cu adîncimea. În cazul filoanelor hidrotermale însă, temperatura soluțiilor care vin fierbinți din adîncime se deosebește de temperatura inițială a rocii vecine și în consecință are un alt gradient de răcire. Datele experimentale arată că acest gradient de temperatură este cu totul altul decît cel admis pentru roci. În tabela 1 sînt trecute valorile gradienților geotermici ale soluțiilor hidrotermale pentru zăcămintele Herja, Baia Sprie și Nistru.

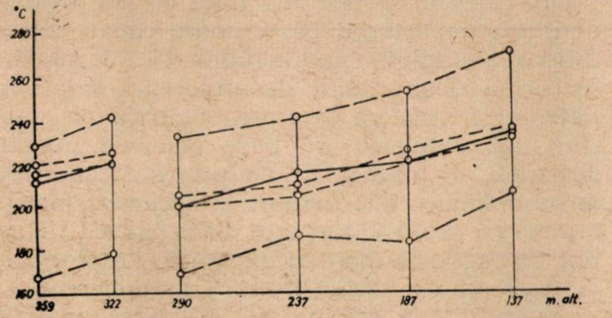


Fig. 6. Diagrama variației temperaturilor cu adîncimea la filonul XXV Sofia.

Gradientul poate fi calculat în funcție de valoarea temperaturilor cu maximum de frecvență, precum și în funcție de media aritmetică a temperaturilor. Valorile ridicate ale gradientului pentru zăcămîntul filonian Baia Sprie indică o răcire mai repede a soluțiilor decît în alte zăcăminte hidrotermale. Aceste valori ridicate se explică prin faptul că masa magnetică, care a generat această soluție, se găsește la o adîncime relativ mică.

Cercetări geotermometrice au mai fost efectuate de autori și asupra cristalelor de cuarț filonian din alte zăcăminte din regiunea minieră Baia Mare, apoi asupra unor cristale de cuarț secundar din gresiile werfeniene din Dobrogea de nord, a cuarțului de diferențiere metamorfică din șisturile cristaline din Carpații Orientali și din unele zăcăminte de sulfuri complexe localizate concordant în aceste șisturi.

Tabela 1

Zăcămîntul	Filonul	Gradientul geotermic, °C/100 m
Herja	0	6,5
	2	6,5
	Salan	6,9
Baia Sprie	Filonul principal	19
Nistru	Sofia	6

În cazul șisturilor cristaline s-au determinat temperaturile de omogenizare a cuarțului din intercalațiunile lenticulare concordante. Autorii au construit o diagramă de corecție pentru aprecierea temperaturii reale, în cazul cînd gradienții geotermici ai scoarței au valorile 30°C/km și 50°C/km. S-a constatat, după corectări, că temperaturile de cristalizare ale cuarțului coincid cu temperaturile de formare ale șisturilor cristaline de gazdă, așa cum le-a calculat Tom F. Barth pe altă cale.

Astfel, după Tom F. Barth, faciesul rocilor verzi se formează între temperaturile de 100 și 250°C. Prezența biotitei indică limita între faciesul rocilor verzi și faciesul epidot-amfibolit. Faciesul epidot-amfibolit se formează între 150 și 400°C.

Pentru intercalațiunile de cuarț din șisturile cristaline din Carpații Orientali, autorii au determinat valorile prezentate în tabela 2.

Aceste rezultate duc la concluzia că intercalațiunile concordante de cuarț din șisturile cristaline au temperaturi de formare echivalente și în dependență de gradul de metamorfism al șisturilor de gazdă. Aceste intercalațiuni de cuarț reprezintă deci diferențieri metamorfice.

Alte cercetări de geotermometrie s-au făcut asupra mineralizărilor de sulfuri complexe care apar sub formă concordantă în cuprinsul șisturilor cristaline din Carpații Orientali. Această poziție a sugerat mai de mult timp ipoteza că mineralizările de sulfuri complexe

Tabela 2

Roca-gazdă	Temperatura aparentă, °C	Gradientul geotermic			
		30°C/km		50°C /km	
		Temperatura reală, °C	Adîncimea, km	Temperatura reală, °C	Adîncimea, km
Șist sericitocloritos	103,7	220	7,3	140	2,3
Limita inferioară pentru biotit	118,9	252	8,4	168	3,35
Micașist cu biotit și muscovit	150,4	314	10,5	210	4,2
Amfibolit	> 270			> 454	> 9,1

reprezintă la origine depozite sedimentare care mai tîrziu au suferit metamorfismul împreună cu celelalte roci, transformate în şisturi cristaline. Sînt însă şi alte păreri, asupra unei origini epigenetice hidrotermale a acestor mineralizări.

S-au executat cercetări asupra cuarţului provenit de la mai multe aflorimente din localitatea Fundul Moldovei şi împrejurimi, din partea de nord a Moldovei şi anume de la Dealul Negru, Arşiţa, Runc şi Deluţ.

S-au făcut circa 700 determinări asupra temperaturii de omogenizare a incluziunilor fluide din cristalele de cuarţ provenite din şisturile cristaline sterile, din zona cu impregnaţii, precum şi din corpurile de minereu.

În cazul cuarţului din aceste zăcăminte se constată că nu mai apare o regularitate de variaţie continuă a temperaturii de omogenizare cu adîncimea, deci lipseşte un gradient regulat în corpul de minereu.

În figura 7 s-au reprezentat, în mod schematic, variaţiile maximelor de frecvenţă a temperaturilor de omogenizare pentru diverse feluri de probe şi localităţi.

La cuarţul conţinut în roci sterile maximele de frecvenţă a temperaturilor de omogenizare din incluziunile fluide, pentru grupul Arşiţa-Runc-Deluţ, se găsesc cuprinse în cadrul limitelor pentru Dealul Negru. La fel este cazul pentru cuarţul din roca impregnată. Se remarcă pentru grupul Arşiţa-Runc-Deluţ o tendinţă ca temperaturile să se plaseze spre valori maxime ale variaţiilor.

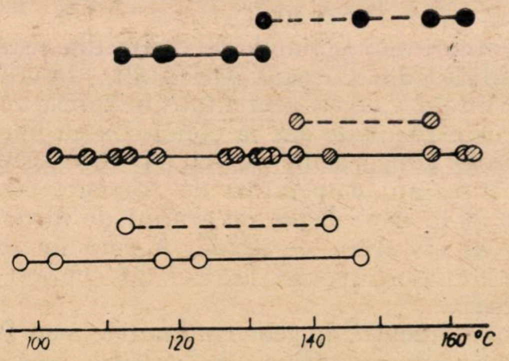


Fig. 7. Variaţia maximelor de frecvenţă a temperaturilor de omogenizare din incluziunile fluide ale cuarţului: din minereu, cercurile negre; din impregnaţii, cercuri albe. Liniile pline reprezintă mineralizările de la Fundul Moldovei, iar cele întrerupte — de la Arşiţa-Runc-Deluţ.

Pentru cuarţul din minereu valorile sînt cuprinse în limitele temperaturilor cuarţului din impregnaţii. La grupul Arşiţa-Runc-Deluţ, se remarcă aceeaşi tendinţă menţionată mai sus, către valori maxime.

Dacă se ia numai grupul Arşiţa-Runc-Deluţ, s-ar putea presupune că mineralizaţia are un caracter epigenetic, deoarece cuarţul din impregnaţii şi din corpul de minereu a cristalizat la o temperatură mai ridicată decît cel din roca sterilă. Dacă se ia în considerare tot ansamblul Arşiţa-Runc-Deluţ şi Dealul Negru, se recunoaşte că cuarţul din roca sterilă, impregnaţii sau minereu, a cristalizat între aceleaşi limite largi de temperatură. Ipoteza unei mineralizaţii epigenetice nu este deci satisfăcută atît din punctul de vedere al statisticii temperaturilor, cît şi prin lipsa unei regularităţi de variaţie continuă sau lipsa unui gradient în corpurile de minereu. Aceste ultime fapte s-au constatat mai ales la Dealul Negru, unde lucrările miniere au permis colectarea probelor în condiţii mult mai favorabile.

Este posibil însă ca în timpul metamorfismului să se fi produs unele procese, cum sînt cele de diferenţiere metamorfică, între anumite limite de temperatură, care să fi dus la modificarea zăcămîntului primar.

Rezultatele cercetărilor geotermometrice sînt în mare măsură favorabile ipotezei unei geneze sedimentogene a mineralizărilor, după care a urmat metamorfismul întregului complex, cu care ocazie a putut să se producă oarecare transformări de mineralizare.

Din cele cîteva relatări date de noi, se evidenţiază importanţa ce o poate căpăta aprofundarea studiului geotermometric, nu numai în forma zăcămintelor de minereuri, dar şi în petrologie. Analiza geotermometrică pe cale statistică, stabileşte, pe baze concrete, puncte de vedere, nu numai în ce priveşte condiţiile termodinamice de formare a zăcămintelor de minereuri şi a rocilor, dar dă şi indicaţii care pot fi preţioase pentru prognoza, explorarea şi exploatarea zăcămintelor de minereuri.

Putem totuşi afirma că aplicarea analizei geotermometrice pe cale statistică, se găseşte încă la începutul dezvoltării ei. Primul obiectiv de cercetare este de a aplica această metodă la probleme cît mai diferite, atît pentru zăcămintele hidrotermale cît şi de altă geneză.

Importanţa acestei metode de studiu s-a constatat mai ales cu ocazia Congresului Asociaţiei Carpato-Balcanice de la Bucureşti, din anul 1961. Cu acea ocazie s-a creat în cadrul Asociaţiei o subcomisie de geotermometrie, cu scopul de a dezvolta acest fel de cercetări în toate ţările participante.

BIBLIOGRAFIE

[1] Savul, M. şi Barbu, Al.: *Cercetări de analiză structurală petrologică asupra masivului eruptiv Pricopan.* Studii şi cercetări de geologie, nr. 2, vol. VI, 1961.

[2] Savul, M. şi Pomîrleanu, V.: *O statisticeskom metode opredelenia temperaturî gomogenizaţii jidkih vkliucenii.* Geohimia, nr. 3, 1958.

[3] Pomîrleanu, V.: *Cercetări experimentale cu privire la temperatura de formare a cristalelor de cuarţ din zăcămîntul hidrotermal de la Herja (regiunea Baia Mare),* Buletin ştiinţific. Academia R.P.R., Secţia de geologie II, 3—4, 1957.

Metode și mijloace de rambleiere mecanizată a golurilor din subteran

(II)

Ing. C. CENUȘE, ing. I. TOMOV, ing. V. CENUȘE
și ing. VL. MELENCIUC

1. Rambleierea pneumatică

Procedeul de rambleiere pneumatică prezintă o serie de avantaje față de rambleierea hidraulică :

— posibilitatea executării concomitent a lucrărilor de rambleiere cu cele de abataj ;

— îmbunătățirea aerului în lucrările miniere ;

— instalarea agregatului în apropierea locului de așezare a rambleului.

Acest procedeu se aplică tot mai mult în unele țări după cum se vede în tabela 1.

Tabela 1

Situația rambleierii pneumatice în U.R.S.S., R.F.G. (Ruhr) și Franța, în procente față de producția exploatărilor

Specificație	Anii					
	1948	1950	1951	1953	1955	1957
Ruhr	16	23	27	28		34
Franța	1		2,0	4,0	5	
Kemerovo					14	25

În R.P.R. rambleul pneumatic se folosește în proporție mai redusă la minele din Valea Jiului.

În tabela 2 se indică volumul de rambleiere pneumatică realizat la mina Lupeni cu o mașină cu camere tip Torkret.

Tabela 2

	1959	1960	1961
Volumul rambleiat, m^3	45 000	66 000	73 000
Ponderea față de rambleul total la mina Lupeni, %	38,5	45,4	54,5

Pentru aplicarea rambleului pneumatic, în condiții cît mai bune, materialul folosit trebuie să aibă granulația 10—15 mm, cea optimă fiind de 25—50 mm.

Totodată este de preferat un material cu greutate specifică cît mai redusă, cu duritate suficientă pentru preîntîmpinarea sfărîmării în timpul transportului și abrazivitate cît mai mică pentru evitarea uzurii exagerate a conductelor.

Instalațiile de rambleiere pneumatică se clasează în două grupe :

— cu camere, care funcționează cu intermitență ;

— cu tobe, care au o funcționare continuă.

Pentru dozarea rambleului și aerului comprimat se folosesc dispozitive speciale, a căror dezvoltare a mers pe linia etanșeității optime și reducerii consumului de aer comprimat.

Dintre mașinile cu funcționare intermitentă se cunoaște tipul PMZ-1 M (U.R.S.S.) cu două camere și distribuitorul automat de aer.

Capacitatea mașinii este de 30—35 m^3/h, distanța maximă de transport pe orizontală circa 600 m, presiunea aerului în conductă 2,2—2,5 at și consum 120—180 m^3/m^3 rambleu.

Dintre mașinile de rambleiere continuă este de menționat mașina pneumatică rotativă BPZM-2 (U.R.S.S.) care permite și folosirea materialului argilos jilav. Capacitatea mașinii este de circa 70 m^3/h la un consum mediu de aer comprimat de 110 m^3/m^3. Distanța de transport pe orizontală merge pînă la 300—350 m la presiunea de 1,5—2,0 at efective.

Rezultate bune s-au obținut și cu mașinile de rambleiat fabricate de Brieden (R.F.G.) tip KZ-80 și KZR-80, care au un debit de circa 80 m^3/h la o presiune a aerului de circa 4 at. Acestea se caracterizează prin construcție robustă, ușor transportabile, permițînd un montaj rapid. Mașinile se livrează cu conducte, ramificații, coturi, bride de îmbinare de execuție perfecționată.

Acestea din urmă (tipul KZR-80) se experimentează la minele din Valea Jiului și la mina Deva.

Rezultatele obținute pînă în prezent, avînd în vedere perioada scurtă de funcționare, nu pot fi concludente. Se remarcă obținerea unui debit mai redus față de indicațiile fabricii. Aceasta se datorește lungimii conductelor și materialului necorespunzător folosit.

Este necesar să se pună instalațiile în condiții de lucru corespunzătoare și să se facă observații sistematice asupra lor, pentru a se putea trage concluzii asupra funcționării în condițiile specifice de la noi.

Literatura de specialitate [9] indică folosirea unei mașini de rambleiere pneumatică acționată de aerul comprimat din rețea. Motorul mașinii funcționează cu o presiune de 4 at. La ieșire, presiunea aerului este de 2,1—2,37 at. Acest aer se folosește în continuare la transportarea rambleului pînă la locul de așezare. Mașina de rambleiat posedă un dispozitiv de reglare, care permite, în caz de nevoie, să se recurgă la suplimentarea aerului din rețea.

În figura 1 se arată schema mașinii pneumatice de rambleiat, cu motor acționat cu aer comprimat. Capacitatea mașinii, circa 70 m^3/h pentru conducte cu diametrul de 150 mm.

Relativ la organizarea abatajelor pentru rambleiere pneumatică sînt experimentate următoarele mijloace:

— protecția din plasă metalică (diametrul sîrmei de 0,6 mm cu ochiuri de 30×30 mm);

— căptușirea cu iută armată cu sîrmă;

— obloane din scîndură;

— carton armat cu sîrmă;

— tablă striată.

Un dig interesant pentru rambleierea pneumatică este prezentat de firma Brieden (sistem Walsum) (fig. 2).

Procedeul de rambleiere pneumatică pe lîngă avantajele de obținere a unei productivități ridicate, simplicitate și manevrare ușoară a transportului rambleului de la instalația respectivă pînă la locul de așezare, prezintă și o serie de dezavantaje și anume:

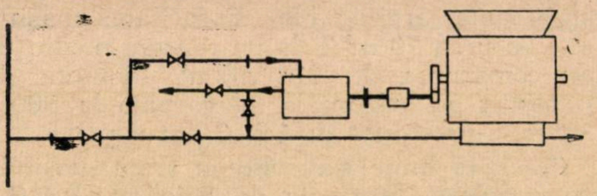


Fig. 1. Schema mașinii pneumatice de rambleiat cu motor acționat cu aer comprimat.

— necesitatea unei instalații destul de mari de aer comprimat;

— investiții inițiale apreciabile pentru instalațiile de producere și pregătire a rambleului, precum și pentru stația de compresoare;

— condițiile rigide în ceea ce privește calitatea materialului;

— uzura rapidă a conductelor de transport;

— formarea prafului.

Lipsurile menționate formează cauza principală de folosire pe scară destul de redusă a rambleierii pneumatice în comparație cu celelalte procedee.

Rambleierea pneumatică s-a aplicat la mina Lupeni unde exploatarea cu abataje frontale a stratului gros nu permite oprirea pe timp mai îndelungat a procesului de producție din abataj; și ea a putut fi rezolvată mai favorabil prin rambleiere pneumatică decît prin cea hidraulică.

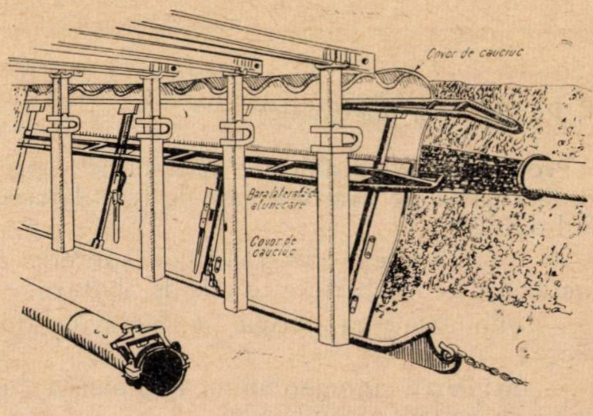


Fig. 2. Dig pentru rambleiere pneumatică.

Prețul de cost realizat la rambleierea pneumatică de la mina Lupeni este de 39,7 lei/m^3 rambleu față de 38 lei/m^3 la rambleul hidraulic, diferență neglijabilă față de avantajele mari cum ar fi creșterea productivității muncii și evitarea dificultăților pe care le aduce rambleierea hidraulică.

Ca urmare, în anumite condiții, mai ales o dată cu coborîrea în adîncime, rambleierea pneumatică în condițiile din Valea Jiului ar putea să capete extindere.

În sectorul de minereuri aplicarea este mai limitată datorită în special abrazivității materialului care se folosește la rambleiere. Cu toate acestea, în cazul minei Deva, introducerea rambleului pneumatic a fost indicată la începutul exploatării datorită condițiilor locale de zăcămînt cu toate că prețul de cost al unui metru cub de rambleu pneumatic, determinat prin proiect, a fost de 48 lei/m^3 respectiv 16,8 lei pe tona de minereu față de 10 lei pe tonă cît revine la rambleul manual; luînd în considerare creșterea productivității muncii de la 3,2 t/post la 5,2 t/post în cazul rambleierii pneumatice introducerea acestuia a fost justificată și din punct de vedere economic.

Pentru obținerea unor rezultate mai avantajoase cu rambleierea pneumatică este recomandabil să se folosească realizările cele mai noi în acest domeniu [22].

În concluzie, introducerea rambleierii pneumatice poate prezenta avantaje și trebuie să fie analizată de la caz la caz, făcîndu-se comparație cu alte procedee de rambleiere.

2. Rambleierea cu beton

Acest procedeu se aplică la exploatarea minereurilor prin metoda cu camere și pilieri. Rambleind cu beton camerele excavate se creează condiții de exploatare integrală a pilierilor între camere.

Executarea acestei rambleieri se poate face în trei variante :

— prin rambleierea spațiilor excavate cu beton gata pregătit la suprafață (transportat cu pompe) ;

— prin rambleierea cu material de rambleu transportat separat, care se amestecă cu mortarul respectiv în conductele de rambleiere ;

— prin introducerea rambleului în abataje cu fîșii de 1,0 m înălțime și prin stropirea cu mortarul pompat.

Experiența din Kusbas a dat rezultate satisfăcătoare. Același lucru îl confirmă și exploatarea Outokumpu—Finlanda, unde se aplică cu succes procedeul de rambleiere descris, introducînd rambleu prin sonde cu diametrul de 150 mm (fig. 3 și 4). Ca material de rambleu se folosește o parte din sterilul de la flotație și două părți nisip, amestecate cu lapte de ciment (2:1). Rezistența rambleului după trei luni se ridică la 30 kg/cm^2.

3. Procedeul cu cimentarea materialului de rambleu

Cu acest procedeu se poate obține cimentarea completă sau parțială a materialului de rambleu așezat în abataje. Se recomandă folosirea materialului cu pori mai mari, micșorîndu-se astfel consumul de liant pe metru cub de rambleu.

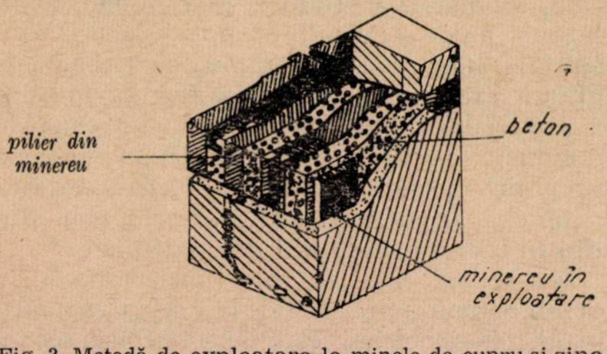


Fig. 3. Metodă de exploatare la minele de cupru și zinc, exploatarea Outokumpu — Finlanda.

Zgura granulată din haldă, sterilul de la preparație, nisipul de adaos de circa 18% din greutatea totală de var stins stropit cu lapte de ciment $\left(\frac{A}{C} = 0,37\right)$ dau un masiv rezistent de rambleu.

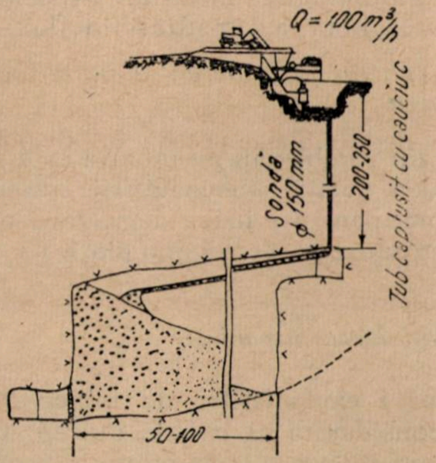


Fig. 4. Rambleierea spațiului exploatat.

În U.R.S.S. s-au obținut masive de rambleu prin procedeul indicat cu rezistența de 17 kg/cm^2 la compresiune.

Concluzii și propuneri

Aspectele tehnico-economice ale aplicării diferitelor procedee de rambleiere depind de o serie de factori dictați de condițiile locale care trebuie examinate de la caz la caz. Aplicarea procedeelor mecanizate se impune în toate cazurile față de rambleierea manuală.

Față de condițiile din țara noastră se desprind următoarele linii directoare :

a. Ramblierea la adîncimi mari (peste 500 m)

Problema va putea fi rezolvată pe două căi :

— instalarea stațiilor de rambleiere subterane în apropierea locurilor de rambleiere, cu folosirea în primul rînd a sterilului rezultat din lucrările miniere. În acest caz procedeul cel mai indicat este rambleul pneumatic ;

— în cazul rambleierii hidraulice — folosirea stațiilor în trepte sau aplicarea sistemului descris în capitolul respectiv. În acest scop ar fi însă necesară efectuarea de studii și experimentări prealabile.

b. Materialul de rambleu

O atenție deosebită trebuie acordată pregătirii materialului de rambleu, în special din punct de vedere granulometric.

În cazul rambleului hidraulic, se impune eliminarea clasei 0—1 mm, iar în cazul rambleului pneumatic — asigurarea granulației cît mai aproape de cea optimă (25—50 mm).

În această direcție considerăm oportună examinarea instalațiilor de măcinare cu privire la îmbunătățirea fluxurilor existente și introducerea unor automatizări în flux.

c. Transportul în subteran al materialului de rambleu

În cazul rambleului pneumatic este necesar să se dea atenție îmbunătățirii traseului de transport, pentru evitarea degradării materialului (producerea de subgranulație).

d. Rambleierea mecanică

În cazul exploatărilor de minereuri neferoase considerăm că trebuie îndreptată atenția asupra reducerii la minimum a rambleierii manuale.

Într-o primă etapă rambleierea cu screpere, în majoritatea cazurilor, ar putea fi o soluție corespunzătoare.

În același timp este indicat să se studieze aplicarea mașinilor care sfărîmă și aruncă materialul de rambleu.

Se apreciază că prin introducerea rambleului mecanic s-ar putea realiza reducerea cu 30—40% a actualelor cheltuieli de rambliere.

e. Rambleierea hidraulică

Față de progresul tehnic realizat în procesele de producție, procesul de rambleiere hidraulică este rămas în urmă. Indicii tehnico-economici obținuți cu actualele instalații sînt mici.

Drept primă măsură este indicat să se experimenteze procedeul de lucru cu alimentarea completă (pîlnia complet încărcată) după experiența din R. P. Polonă și alte țări.

În același timp să se introducă controlul automat al amestecului.

De asemenea, sînt indicate următoarele măsuri :

— o examinare amănunțită și o raționalizare a traseelor conductelor ;

— o bună întreținere (întoarcere cu 120° după transportul cantității prescrise etc.) a conductelor ;

— introducerea conductelor cu rezistență ridicată la uzură.

Aplicarea egutării materialului de rambleiere, înainte de intrarea lui în abataj, prezintă interes și merită să fie luată în studiu și experimentare.

O altă problemă, care ar trebui să fie studiată și experimentată, este folosirea sterilului de la uzinele de preparare de minereuri neferoase pentru rambleierea în subteran. Aceasta, cu atît mai mult cu cît locurile destinate pentru depozitarea sterilului sînt din ce în ce mai anevoie de găsit și provoacă cheltuieli importante.

f. Rambleierea pneumatică

Aplicarea acestui procedeu este limitată, în general, datorită prețului de cost mai ridicat. În același timp însă prezintă avantajul că asigură continuitatea lucrului în abataje. Din acest motiv, considerăm că o dată cu coborîrea în adîncime a exploatărilor, prin aducerea în apropierea locului de muncă în subteran a instalațiilor de pregătire a materialului, aspectul economic se va putea schimba în favoarea procedeului de rambleiere pneumatică.

Sub acest aspect problema rămîne deschisă și trebuie examinată de la caz la caz.

g. Pregătirea abatajelor

Aceasta este una din problemele importante întrucît în situația actuală, faza respectivă necesită un volum apreciabil de muncă și consum ridicat de materiale, în special de lemn.

În această direcție, trebuie îndreptată toată atenția spre găsirea unor soluții cu un consum redus de materiale (recuperabile), volum redus de muncă și etanșeitate mai bună.

★

Progresul realizat în alte țări în domeniul rambleierii, prezentat succint în articolul de față, ne va putea servi drept ghid pentru îmbunătățirea indicilor tehnici și economici a acestei faze importante din procesul complex al exploatării miniere. Condițiile specifice locale, examinate și studiate mai aprofundat în lumina progresului tehnic, pot duce și la alte soluții raționale. De exemplu, nu trebuie neglijată examinarea posibilităților de folosire a materialelor plastice, atît pentru rețeaua de conducte în abataje, cît și pentru lucrările de pregătire în spațiul supus rambleierii. Această problemă ar putea constitui obiectul unui studiu în cadrul institutului de specialitate.

Nu trebuie neglijate nici unele aspecte de ordin organizatoric. Astfel, la unele exploatări, problema rambleierii este lăsată pe plan secundar și încadrarea acestui sector de activitate cu personal adecvat nu se face în toate cazurile în mod corespunzător. Pe de altă parte, la majoritatea exploatărilor din sectorul de minereuri neferoase şi preţioase, costul operaţiei de rambleiere ocupă un loc important în componenţa preţului de cost al producţiei miniere (15—25%). Reducerea cheltuielilor de rambleiere este practic posibilă, fapt dovedit prin realizările de la Baia Sprie, menţionate în cadrul prezentei lucrări.

Dat fiind volumul mare de rambleu folosit în cadrul metodelor de exploatare aplicate în sectorul de minereuri şi în bazinul carbonifer Valea Jiului, economiile care se vor putea realiza, prin îmbunătăţirea tehnologiei de rambleiere, vor justifica cu prisosinţă fondurile ce se vor investi pentru perfecţionarea procedeelor de rambleiere.

Îmbunătăţirile de ordin tehnologic şi organizatoric vor contribui în mod efectiv la reducerea cheltuielilor procesului de rambleiere şi, prin urmare, a preţului de cost a substanţelor minerale utile extrase.

BIBLIOGRAFIE

[1] * * * *Căile de modernizare a rambleierii hidraulice.* Institutul de cercetări miniere, Katowice, 1961.

[2] * * * *Rambleierea în minele de cărbuni din R.P. Polonă.* Referat asupra schimbului de experienţă efectuat în mai 1961.

[3] * * * *Studiul îmbunătăţirii indicilor tehnico-economici la rambleierea hidraulică şi pneumatică la minele Lonea, Petrila, Aninoasa, Vulcan şi Lupeni.* C.C.V.J., 1960.

[4] * * * *Brieden, catalog şi instrucţiuni.*

[5] * * * *Indreptar pentru miner.* Vol. II, Moscova, 1961.

[6] Korjaev, S. A.: *Transportul hidraulic al materialului de rambleu.* Ugol, nr. 3, 1956.

[7] * * * *Probleme de exploatare şi de preparare.* Academia U.R.S.S., Moscova, 1962.

[8] Furman, A. A.: *Rambleierea spaţiului excavat.* Ugletehizdat, 1958.

[9] Peter, G. şi Hartwig, H.: *Maşini pneumatice de rambleiat cu motor acţionat cu contrapresiune.* Gluckauf, 19, 1961.

[10] * * * *Fifth Empire Mining and Metalurgical Congress.* Vol. II (tradus în limba rusă), Moscova, 1958.

[11] Dokukin, A. V. şi Onika, D. G.: *Industria cărbunelui din R.P.P.* Ugletehizdat, 1957.

[12] * * * *Perfecţionarea metodelor de exploatare.* Ugletehizdat, 1959.

[13] Smoldirev, A. E.: *Mecanizarea lucrărilor de rambleiere.* Metallurghizdat, 1958.

[14] Bucinev, V. K.: *Îndreptarul inginerului de mine.* Vol. II, 1960.

[15] Bratcenko, B. F., Klorikian, S. H. ş. a.: *Tehnica în industria carboniferă în R.F.G.* Gosgortehizdat, 1960.

[16] Spivakovski, A. O.: *Transportul minier în străinătate.* Ugletehizdat, 1956.

[17] Smoldirev, A. E.: *Transportul hidraulic şi pneumatic la întreprinderile carbonifere.* Ugletehizdat, 1956.

[18] Michalzig, A.: *Kritischer Vergleich von Berechnungsmethoden für Spuelversatzbetriebe.* Bergbautechnik, martie, 1962.

[19] Rosciuk, A.: *Exploatări miniere. Ugletehizdat,* 1962.

[20] * * * *Revue de l'industrie minerale, ianuarie,* 1962.

[21] Romanenko, V. A.: *Ustanovka dlia vertikalnovo ghidravliceskovo spuska zakladki na bolşuiu glubinu.* Voprosî razrabotki i obogaşcenia rud KIMA.

[22] * * * *Iron and Coal.* Februarie 1961, p. 403.

* * *

Realizări privind înlocuirea lemnului de mină ca material de susţinere în lucrările miniere din cadrul Trustului aurului Brad

Ing. *E. DUMITRESCU*

Dezvoltarea rapidă a economiei noastre naţionale, care reclamă cantităţi din ce în ce mai mari de produse lemnoase, a accelerat introducerea şi extinderea metodelor avansate de muncă, ducînd prin aceasta la reduceri importante ale consumurilor specifice, în utilizarea acestei valoroase materii prime.

Printre principalii consumatori ai lemnului brut se numără şi industria minieră, pentru care lemnul de mină şi cheresteaua sînt materiale de bază. Este firesc ca acţiunea de reducere a consumului de material lemnos, în cadrul exploatărilor miniere, să reprezinte o problemă de stat, cunoscut fiind că în anul 1959 pentru 1 000 tone cărbune extras se consumau 53 m^3 lemn de mină, iar prin Directivele Congresului al III-lea al P.M.R. s-a prevăzut ca în anul 1965 acest consum specific să scadă la 35 m^3 lemn de mină la 1000 tone cărbune. Sectorul minier metalifer are de asemenea un volum deosebit de important de lucrări miniere care necesită susţinere. Astfel, numai la E. M. Barza lungimea totală a galeriilor existente însumează peste 420 km şi în fiecare an volumul lor creşte cu peste 20 km. Din acest volum circa 70% reclamă susţinere (roca înconjurătoare avînd o stabilitate redusă) din următoarele cauze :

— zăcămintele aurifere ale exploatărilor Trustului aurului Brad sînt cantonate, în marea lor majoritate, în roci eruptive : andezite, melafire şi dacite, precum şi în produsele lor piroclastice, iar în unele cazuri şi roci sedimentare ;

— în mare parte rocile înconjurătoare, sub acţiunea agenţilor hidrotermali, au suferit o puternică alterare, ceea ce a dus la o scădere a rezistenţei lor, la o reducere a stabilităţii şi la tendinţa lor de desprindere în blocuri.

Această tendinţă este şi mai pronunţată în lucrările miniere săpate pe filoane, a căror umplutură este constituită dintr-o masă mai mult sau mai puţin caolinizată, ceea ce obligă la susţinerea lor.

Extinderea pe scară mare a filoanelor de grosime mică impune menţinerea în stare de funcţionare a unor lungimi mari de galerii, pentru asigurarea rezervelor deschise şi pregătite la nivelul indicilor de normalitate.

În ceea ce priveşte exploatarea rezervelor de minereuri se subliniază că în majoritate condiţiile de zăcămînt impun aplicarea metodelor de exploatare cu susţinerea artificială a anumitor porţiuni din spaţiul excavat.

Metodele de exploatare, aplicate în general la exploatările Trustului aurului Brad, se prezintă astfel :

La *E. M. Baia de Arieş*, pentru exploatarea stocurilor aurifere nr. 1 şi nr. 2, se aplică metoda de exploatare descendentă în felii orizontale cu front lung şi surparea tavanului artificial.

Lucrările de pregătire constau din săparea a patru suitori cu secţiune de 3,77 m^2, amplasaţi în roca înconjurătoare, doi la o extremitate şi doi la cealaltă extremitate a stocului, precum şi din săparea a două galerii de transport, în lungul stocului paralel cu zona de contact, care unesc doi cîte doi suitori de pregătire. Galeriile de transport se sapă la nivelul fiecărei felii care urmează a se abata, adică din trei în trei metri pe înălţime. În aceste galerii susţinerea se executa cu cadre de lemn în desiş, dar din cauza presiunilor foarte mari durata lor era scurtă şi trebuiau înlocuite des.

Prin introducerea cadrelor metalice tip TH aceste inconveniente s-au eliminat şi în prezent galeriile nu mai necesită lucrări de întreţinere.

Abatajele se armează în cadre de lemn formate dintr-o grindă de stejar şi stîlpi de brad cu diametrul de 18—25 cm aşezaţi la distanţă de 1 m pe toată lungimea abatajului şi la distanţă de 1,2 m pe adîncimea frontului de lucru. Vatra abatajului, înainte de surpare, se podeşte cu lemn rotund de stejar cu diametrul de 12—18 cm şi 2,5 m lungime.

Consumul specific de lemn de mină, realizat la aplicarea acestei metode de exploatare, este de 31,8 m^3 la 1 000 tone minereu extras.

Pentru exploatarea stocului aurifer nr. 4 se aplică metoda de exploatare ascendentă cu felii orizontale cu camere şi rambleiere.

Substanţa minerală avînd o stabilitate redusă, este necesar ca în abataj să se execute o susţinere cu cadre de lemn, căptuşindu-se pereţii. Un cadru este format dintr-o grindă de brad de 4 m lungime şi 3 stîlpi tot de brad.

Bandajele se confecţionează din lemn crăpat.

Consumul specific de lemn de mină la această metodă de exploatare este de 30 m^3 la 1 000 tone minereu extras.

Rezervele de minereuri complexe din stocul Iosif se exploatează prin metoda de exploatare cu felii orizontale descendente, cu camere şi rambleiere.

Susţinerea în abataje se face cu cadre de lemn cu diametrul de 20—25 cm, montate în cîmpuri, la distanţă de 0,8 m unul de altul. Grinzile şi bandajele se confecţionează din lemn foios, iar stîlpii — din lemn de brad. Vatra se podeşte cu grinzi de foioase peste care se aşază bandaje din lemn crăpat, lungi de 2,4 m.

Consumul specific de lemn de mină este de 29,6 m^3 la 1 000 tone minereu extras.

Aceeaşi metodă de exploatare se aplică şi la sectorul Valea Dosului la exploatarea minereurilor cinabrifere, unde însă consumul specific de lemn de mină este de numai 16 m^3/1 000 tone minereu.

La *E. M. Roşia Montană*, pentru exploatarea zăcămintelor sub formă de volburi, se aplică metoda de exploatare cu camere şi pilieri la care consumul de lemn se reduce numai la compartimentarea suitorilor şi la montarea liniei ferate — traverse.

La exploatarea zăcămintelor filoniene cu grosime mai mică de 2 m, la toate exploatările trustului, cu unele excepţii, se aplică metoda de exploatare cu fîşii orizontale direcţionale ascendente şi cu rambleiere. La această metodă de exploatare se utilizează lemn de mină la susţinerea galeriilor direcţionale, susţinerea şi compartimentarea suitorilor de delimitare a panourilor, la ridicarea în cadre a rostogolurilor pentru evacuarea minereului şi la susţinerea abatajelor la care roca înconjurătoare prezintă o stabilitate redusă.

Consumul specific de lemn de mină, în abatajele unde se aplică această metodă de exploatare, variază între 10 şi 12,5 m^3 la 1 000 tone minereu extras.

La *E. M. Barza*, în urma experimentărilor făcute, s-a trecut la aplicarea unor metode de exploatare cu productivitate mărită : cu înmagazinarea minereului, cu fîşii înclinate şi rambleiere şi cu fîşii direcţionale cu coame de 4 m înălţime.

La metoda de exploatare cu înmagazinarea minereului, consumul de lemn de mină este cel mai redus (circa 4 m^3 la 1 000 tone minereu extras), la metoda de exploatare cu fîşii înclinate consumul specific de lemn de mină este de circa 8 m^3 la 1 000 tone minereu, iar la metoda de exploatare cu fîşii direcţionale cu coame de 4 m înălţime, consumul specific este de 8 m^3 lemn de mină la 1 000 tone minereu extras.

Luînd în considerare majorarea capacităţilor de extracţie şi prelucrare a tuturor exploatărilor din cadrul Trustului aurului Brad, precum şi creşterea ponderii volumului de lucrări de cercetare, deschidere şi pregătire pentru asigurarea bazei materiale a noilor sarcini de plan, rezultă că şi consumul de material lemnos a crescut în ultimii ani.

Astfel, în perioada anilor 1960—1962 consumul de lemn de mină, la lucrările executate din fondul de producţie, la exploatările trustului, a crescut de la 28 868 m^3 în anul 1960 la 46 941 m^3 în anul 1962, adică o creştere procentuală de 63%.

Repartizarea procentuală a acestui consum pe categorii de lucrări, executate din frontul de producţie în anul 1962, se prezintă astfel :

— la lucrările de abataj	39,0%;
— la lucrările de deschidere şi pregătire	44,5%;
— la lucrările de întreţinere	16,5%.

Lucrările de investiţii, intervin în consumul total de lemn de mină cu o pondere de 16—18%, care în cifre absolute reprezintă circa 9 000 m^3 lemn de mină anual.

În aceste date nu este inclus lemnul de mină economisit prin utilizarea înlocuitorilor.

Ca înlocuitori de bază ai lemnului de mină s-au utilizat cadrele metalice, prefabricate din beton, betonul monolit, ancorele metalice etc. Cu ajutorul lor s-au înlocuit, în total pe trust, în anul 1962 — 9 922 m^3, iar în primele trei trimestre ale anului 1963 — 7 261 m^3 lemn de mină.

Situaţia pe exploatări se prezintă astfel :

La *E. M. Barza* s-a înlocuit în anul 1962 cantitatea de 8 271 m^3 lemn de mină, utilizîndu-se ca înlocuitori prefabricate din beton şi cadre metalice.

O deosebită atenţie a fost acordată înlocuirii cadrelor de lemn utilizate la susţinerea

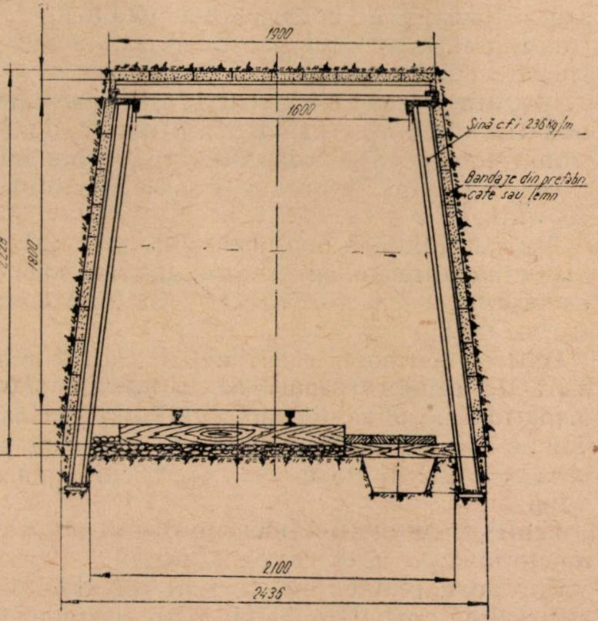


Fig. 1. Galerie simplă armată în fier pentru transportul manual.

rostogolurilor pentru minereu cu bolţari din beton şi cu piatră brută spartă.

Astfel, în cursul anului 1962 s-au ridicat în bolţari şi piatră brută 10 200 m rostogoluri pentru minereu, înlocuindu-se prin aceasta o cantitate de 4 688 m³ lemn de mină.

Bolţarii utilizaţi au în secţiune forma unui

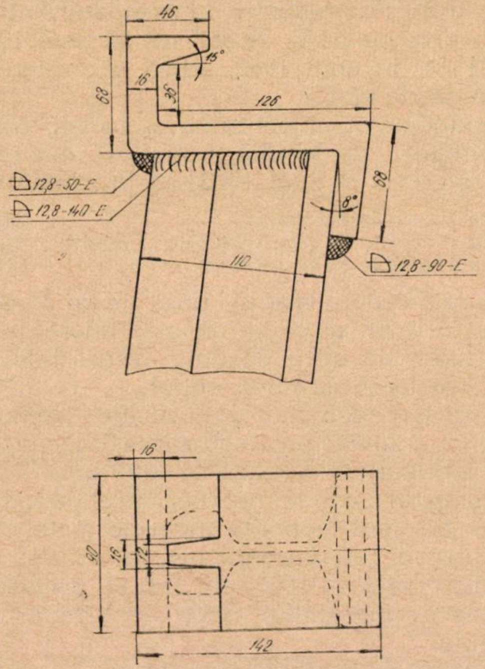


Fig. 2. Detalii de prindere a şinelor.

segment de coroană circulară, cu latura exterioară de 351 mm, latura interioară de 251 mm, lăţimea de 160 mm şi înălţimea de 200 mm.

Pentru construirea unui metru de rostogol s-au utilizat 50 de bolţari, adică 10 bucăţi pentru un inel. Diametrul interior al rostogolurilor ridicate în bolţari este de 0,8 m.

În ultimul timp s-a trecut la utilizarea unui nou tip de bolţar avînd următoarele dimensiuni: latura exterioară 350 mm, latura interioară 230 mm, lăţimea 150 mm şi înălţimea 200 mm.

Pentru ridicarea unui metru de rostogol, cu diametrul interior de 590 mm, sînt necesari 40 de bolţari, ceea ce revine la opt bucăţi pentru un inel.

Pentru susţinerea galeriilor, în cadrul minelor E. M. Barza, în anul 1962 s-au montat 6 985 armături metalice din care 6 035 din laminate TH şi 950 bucăţi confecţionate din şină c.f. ceea ce a dus la înlocuirea a 1 703 m³ lemn de mină.

Profilele laminate TH au o secţiune în formă de clopot cu o greutate de 22 kg/m.

Un cadru metalic este format din doi stîlpi şi o grindă curbată îmbinate prin suprapunere şi solidarizate cu patru bride metalice, greutatea unui cadru metalic fiind de 162 kg.

Profilul de săpare al unei galerii susţinute cu cadre metalice TH este de 5,70 m².

Cadrele metalice confecţionate din şină c.f. sînt formate din două bucăţi curbate, îmbinate la cerime cu eclise şi şuruburi. Pentru confecţionarea lor s-a folosit şină veche c.f. tip 24 kg/m şi în cantităţi mai mici, de 13 şi de 9 kg/m. Profilul de săpare a galeriilor armate cu cadre de şină c.f. este de 5,44 m².

De asemenea, s-au mai folosit cadre confecţionate din şină c.f. de 32 kg/m formate tot din două bucăţi curbate, îmbinate la tavan, însă fără eclise şi şuruburi utilizîndu-se doar o pană de lemn rotund montată între capetele celor două bucăţi de şină. Această îmbinare oferă o elasticitate mărită cadrelor metalice şi rapiditate la montare.

În galeriile principale de transport s-a aplicat şi susţinerea cu bolţari din beton şi cu beton monolit. Prin acest sistem s-au susţinut 3 130 m galerii, ceea ce a dus la economisirea a 1 880 m³ lemn de mină.

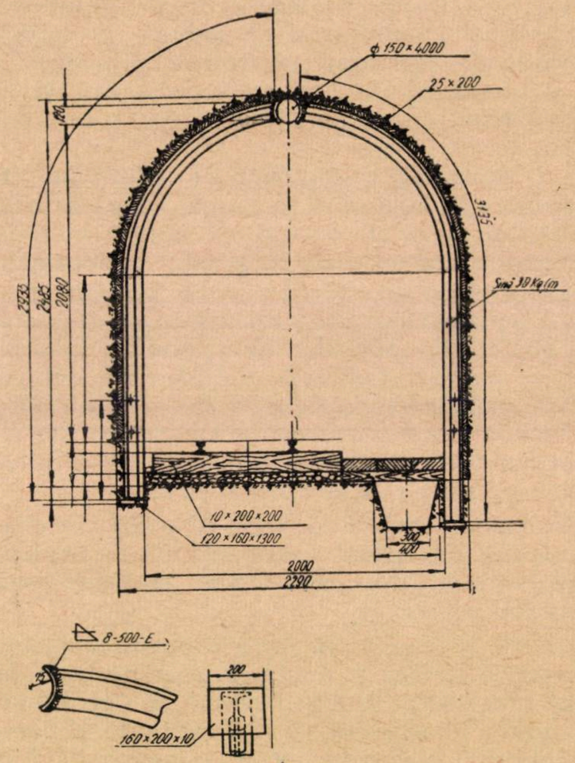


Fig. 3. Galerie simplă armată în fier pentru transportul manual.

Cu titlu experimental s-a utilizat şi susţinerea prin ancore şi cu inele de bolţari a galeriilor, şi în prezent se caută a se perfecţiona aceste sisteme de susţinere, deoarece în prima fază nu s-au obţinut rezultate satisfăcătoare.

În primele trei trimestre ale anului 1963, cantitatea de lemn înlocuită la E. M. Barza este de ordinul a 4 767 m³.

În cursul anului 1963 s-au armat cu cadre TH 260 m galerii, iar cu cadre metalice confecţionate din şină s-au armat 1 000 m galerii.

Tot cu titlu experimental s-a extins armarea cu ancore metalice, montîndu-se 640 bucăţi în diferite galerii.

Realizări foarte importante în acţiunea de înlocuire a lemnului de mină s-au obţinut la susţinerea rostogolurilor pentru minereu unde, în primele trei trimestre ale anului 1963, s-au susţinut cu bolţari 10 389 m de rostogol.

În cadrul acţiunii de înlocuire a esenţelor de lemn mai valoroase, este demn de menţionat şi faptul că s-a trecut la utilizarea, tot în mod experimental, a lemnului de fag impregnat, atît la confecţionarea cadrelor în galerii, cît mai ales la bandajarea pereţilor. Urmează ca, pe baza rezultatelor care se vor obţine, să se treacă fie la extinderea, fie la limitarea folosirii lemnului de fag în lucrările de susţinere.

La *E. M. Baia de Arieş* o importanţă deosebită a avut-o introducerea cadrelor metalice la lucrările de susţinere, în special în galeriile de pregătire, unde pe lîngă că s-a redus consumul de lemn, în acelaşi timp s-au eliminat complet lucrările de întreţinere.

În abataje cu front lung şi surpare de la exploatarea stocului aurifer nr. 1 a fost experimentată înlocuirea stîlpilor de lemn cu stîlpi metalici GHH, însă rezultatele obţinute nu au fost concludente.

În cursul anului 1962 s-au armat metalic cu cadre TH, 1 095 m galerii de pregătire, ceea ce a dus la înlocuirea a 219 m^3 lemn de mină, iar în primele trei trimestre ale anului 1963 s-au armat metalic 1 020 m galerii, prin care s-au înlocuit 204 m^3 lemn de mină.

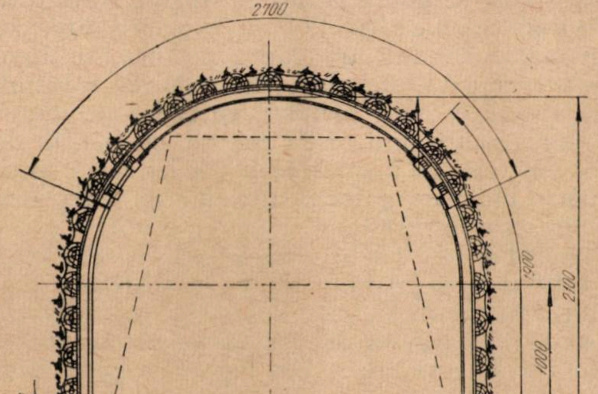


Fig. 4. Galerie simplă armată în fier profil TH pentru transportul manual.

Se menţionează că majoritatea cadrelor metalice montate în galeriile de pregătire au fost folosite de mai multe ori, pierderile înregistrate pînă în prezent, prin montare şi demontare, fiind de circa 20%.

La *E. M. Roşia Montană* s-au utilizat ca înlocuitori ai lemnului cadre metalice şi piatră brută.

În anul 1962 la această exploatare s-au montat 362 cadre metalice TH-2, armîndu-se astfel 349 m galerii şi realizîndu-se prin aceasta o economie de 109 m^3 lemn de mină.

O economie mai substanţială a lemnului de mină s-a realizat prin utilizarea pietrei brute la susţinerea rostogolurilor pentru minereu.

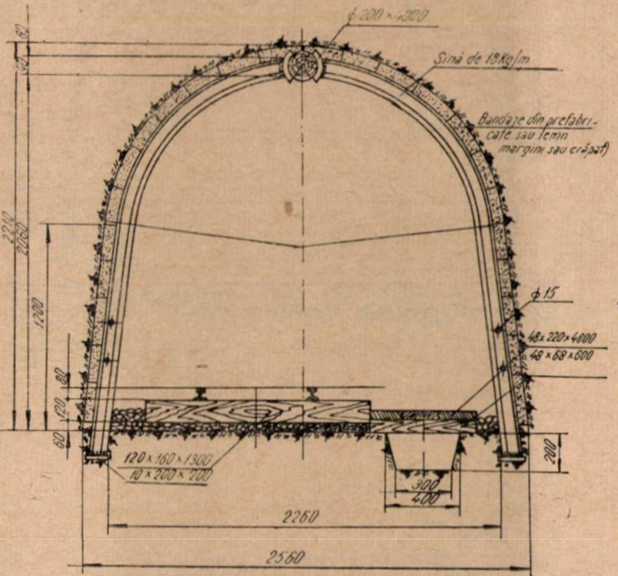


Fig. 5. Galerie simplă armată în fier pentru transportul manual (profil propus).

În anul 1962 s-au ridicat în piatră 1 440 m rostogoluri pentru minereu ceea ce a dus la o economie de 1 151 m^3 lemn de mină.

În total, în anul 1962 s-au înlocuit 1 260 m^3 lemn de mină prin utilizarea celor doi înlocuitori : cadre metalice TH şi piatră brută.

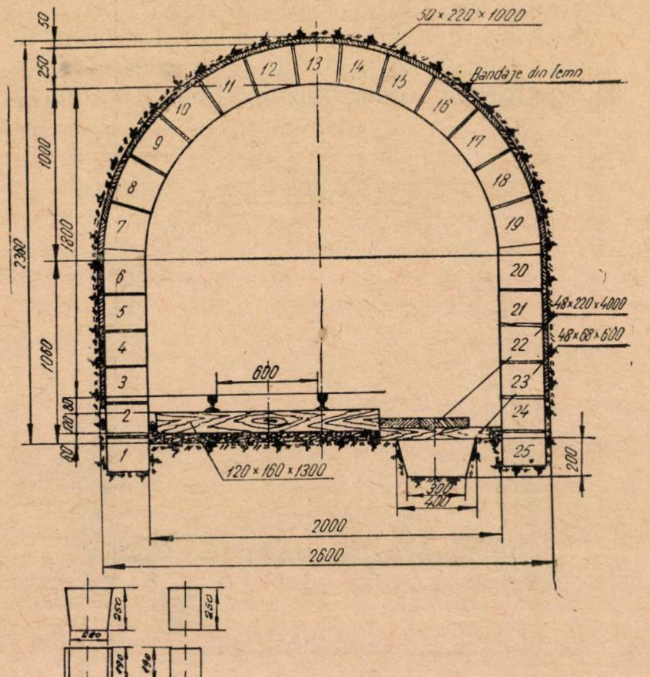
În primele trei trimestre ale anului 1963, folosind aceiaşi înlocuitori, s-au montat 430 cadre metalice TH pe o lungime totală de galerii de 430 m, înlocuindu-se 129 m^3 lemn de mină şi s-au susţinut în zidărie de piatră brută o lungime totală de suitori de 1 350 m, înlocuindu-se 1 080 m^3 lemn de mină.

În total, în primele 9 luni ale anului 1963 s-a înlocuit o cantitate de 1 209 m^3 lemn de mină.

Cu ajutorul aceloraşi înlocuitori, la *E. M. Zlatna* s-au înlocuit, în cursul anului 1962, 172 m^3 lemn de mină, cînd s-au montat 224 armături metalice TH armîndu-se metalic 224 m galerii şi s-au ridicat în bolţari de beton 295 m rostogoluri pentru minereu, utilizîndu-se în acest scop 14 786 bolţari.

În primele trei trimestre ale anului 1963 la E. M. Zlatna s-au înlocuit în total 1 081 m^3 lemn de mină, prin montarea a 717 bucăţi armături metalice TH în galerii, prin utilizarea a 5 694 bucăţi bolţari la armarea a 114 m galerii şi prin folosirea a 60 076 bolţari pentru ridicarea a 1 200 m rostogoluri pentru minereu.

Cantităţi importante de material lemnos se mai consumă încă la bandajarea lucrărilor miniere susţinute cu cadre sau cu inele de bolţari.



Profil săpat total	m.p.	5,60	
Din care canal	m.p.	0,10	
Profil liber	m.p.	5,70	
Bandaje	m.p./m	6,10	

Fig. 6. Galerie simplă armată cu inele de bolţari pentru transportul manual (profil propus).

La *E. M .Barza* s-a experimentat utilizarea a 1 200 bandaje confecţionate din beton armat în lungime de 1 200 mm, cu lăţimea de 200 mm şi cu grosimea de 60 mm, dar rezultatele obţinute nu au fost satisfăcătoare din cauza procentului ridicat de bandaje deteriorate la transport şi manipulare, datorită unor defecte de proiectare şi execuţie.

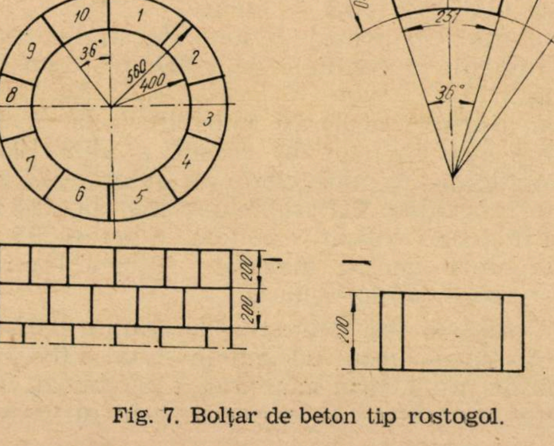


Fig. 7. Bolţar de beton tip rostogol.

Din cele arătate mai sus rezultă că, pînă în prezent, Trustul aurului Brad şi exploatările sale au obţinut rezultate importante în acţiunea de înlocuire a materialului lemnos. Ca realizări de primă importanţă menţionăm armarea în cadre metalice a galeriilor de pregătire din stocurile aurifere nr. 1 şi nr. 2, de la Baia de Arieş, prin care s-au înlăturat greutăţile avute înainte la armarea în lemn, datorită presiunilor din masa zăcămîntului.

Concluzii şi propuneri

Acţiunea de înlocuire a lemnului, pe lîngă faptul că dă în cadrul economiei naţionale posibilitatea unei utilizări superioare a acestui material, oferă importante avantaje din punct de vedere tehnic şi economic şi în cadrul restrîns al exploatărilor miniere :

1. Elementele de susţinere din metal şi din prefabricate se montează relativ uşor şi au o durată de funcţionare superioară celor din lemn, ceea ce duce la înlăturarea unui volum mare de lucrări de întreţinere cu consum ridicat de materiale şi manoperă.

2. La prima vedere s-ar părea că susţinerea metalică sau cu prefabricate ar greva preţul de cost al producţiei într-o proporţie mai mare faţă de susţinerea în lemn, dar printr-un calcul sumar se poate vedea că situaţia este alta. În timp ce un cadru de lemn în galerii durează în medie 2,5 ani, un cadru metalic, în lipsa apelor cu aciditate mare, are o durată minimă de 10 ani. Costul armării cu cadre de lemn a unui metru liniar de galerie, cu profil de 5,44 m^2, este de aproximativ 200 lei, iar a unui metru liniar de galerie susţinută în cadre metalice este de 794 lei.

Rezultă deci că în proporţia în care creşte preţul de cost al unui metru de susţinere metalică în galerii faţă de susţinerea în cadre de lemn, cel puţin în aceeaşi proporţie creşte şi durata de serviciu a susţinerii metalice faţă de cea în lemn.

În plus, susţinerea metalică prezintă următoarele avantaje :

a — cadrele metalice pot fi demontate cînd lucrarea nu mai prezintă utilitate, ceea ce, în cazul susţinerii cu lemn, nu este posibil totdeauna ;

b — sub influenţa anumitor condiţii de climat, în subteran lemnul se descompune, iar produsele de descompunere contribuie în mare măsură la vicierea aerului ;

c — susţinerea metalică opune o rezistenţă mult mai mică circulaţiei aerului prin lucrările miniere.

Ca dezavantaj al armării metalice se menţionează faptul că nu poate fi extinsă decît în locurile de muncă lipsite de ape acide.

3. Construirea cu prefabricate din beton a rostogolurilor pentru evacuarea minereului din abataje prezintă multiple avantaje față de susținerea în lemn :

a — din punct de vedere economic, prețul de cost al unui metru de rostogol armat în bolțari este de 173 lei, față de 276 lei în cazul construirii în lemn. Această diferență de preț de cost a făcut ca pe primele 9 luni ale anului 1963 să se realizeze o economie de 721 000 lei, sumă care corespunde celor 7 000 m rostogoluri construite în bolțari.

b — prin rularea minereului, datorită presiunilor exercitate din pereți și sub influența aerului din mină, cadrele de lemn se uzează și reclamă de multe ori lucrări importante de întreținere, pe lîngă faptul că pe timpul reparațiilor rostogolurile sînt scoase din funcțiune. Toate aceste inconveniente se elimină prin construirea rostogolurilor cu prefabricate din beton sau piatră brută.

c — transportul minereului prin rostogolurile construite din prefabricate de beton se face în condiții mult mai bune decît în cazul construirii în lemn, eliminîndu-se înfundările destul de frecvente în cazul acestora din urmă.

4. Încercările de utilizare a prefabricatelor din beton, la bandajarea galeriilor, nu au dus la obținerea unor rezultate satisfăcătoare, atît din cauza construcției necorespunzătoare, cît și din cauza lipsei de experiență în proiectare.

Pe baza datelor obținute prin experimentarea diferiților înlocuitori ai lemnului în susținerea lucrărilor miniere în cadrul exploatărilor Trustului aurului Brad se fac următoarele propuneri :

1. Construcțiile miniere principale cu o durată mare de funcționare care necesită susținere cum sînt : puțurile de extracție și rampele acestora, sălile de mașini, galeriile principale de transport, depozitele de exploziv, rostogolurile colectoare și silozurile tampon etc., să se susțină în zidărie de bolțari, beton monolit simplu sau armat, torcretare simplă sau combinată cu ancore și plasă metalică.

Alegerea unuia din sistemele de susținere amintite să se facă pe baza unui calcul tehnico-economic.

2. Galeriile secundare săpate în steril să se susțină în cadre metalice, în zonele lipsite de ape cu aciditate pronunțată, în inele de bolțari, prin torcretare simplă sau combinată cu ancore, sau numai prin ancorare.

3. Galeriile direcționale și galeriile de preabataj să se susțină în cadre metalice sau cu ancore.

4. Rostogolurile pentru evacuarea minereului din abataje să se construiască numai din bolțari sau piatră brută.

5. Pentru susținerea suitorilor de delimitare a panourilor să se utilizeze cadre metalice, de o construcție specială din profile TH sau șină c.f., care vor putea fi recuperate pe măsura abatării panourilor respective. Peretele despărțitor al compartimentelor se va construi din material lemnos.

6. Galeriile susținute în cadre metalice sau în inele de bolțari, precum și suitorii care se vor susține în cadre metalice, să se căptușească cu material lemnos, urmînd ca după terminarea experimentării bandajelor din prefabricate de beton să se treacă la utilizarea acestora pe scară mare.

7. La abatajele cu front lung și surpare să se experimenteze susținerea cu stîlpi metalici, care să corespundă condițiilor de lucru specifice din abataje.

8. În lucrările miniere cu ape acide să se experimenteze utilizarea lemnului de fag impregnat, atît pentru cadre cît și pentru bandajare.

9. Armăturile metalice să fie confecționate din două elemente curbate îmbinate la tavan cu pană de lemn. Acest sistem reduce consumul de metal, prin evitarea suprapunerii elementelor în cazul cadrelor confecționate din trei elemente și prin eliminarea celor patru bride necesare îmbinării. De asemenea, îmbinarea este mai simplă și prezintă avantaje la demontarea armăturilor pentru refolosire.

10. Elementele de susținere din lemn precum și bandajele necesare susținerii galeriilor, să se confecționeze la suprafața minelor. Prin aceasta se va respecta profilul lucrărilor miniere și se va putea utiliza din deșeuri atît cît va fi posibil, iar consumul specific de manoperă va fi mai scăzut.

11. Zonele unde s-au utilizat sau se vor utiliza alte materiale în locul lemnului de mină, în special armăturile metalice, să se figureze pe planuri, în scopul cunoașterii și supravegherii modului de comportare a acestor materiale precum și în vederea recuperării lor.

★

Rezultatele bune obținute pînă în prezent în utilizarea înlocuitorilor de lemn în susținerile miniere, pot fi considerate ca o experiență utilă pentru toate exploatările miniere metalifere și ca o bază de plecare pentru extinderea la maximum a procedeelor de susținere prin înlocuitori, cu convingerea că în acest mod se vor realiza, pe lîngă progrese tehnice substanțiale, și importante efecte economice.

* * *

Epurarea apelor reziduale ale instalaţiilor de preparare a minereurilor

Ing. *S. TĂTARU*

Apele reziduale ale instalaţilor de preparare a minereurilor conţin o serie de impurităţi, sub formă de suspensii sau în soluţie. Evacuarea acestora se petrece, în majoritatea cazurilor, în rîuri producînd impurificări masive ale bazinului hidrologic. Unul din exemplele cele mai tipice de poluare a rîurilor cu ape reziduale industriale îl constituie impurificarea apelor Crişului Alb cu reziduurile instalaţiilor de preparare de la Brad [1]. Suspensiile conţinute de apele acestui rîu i-au dat culoarea specifică, producînd totodată o deplasare a echilibrului biologic în apele sale, echilibru care, datorită măsurilor luate pentru decantarea apelor reziduale, se restabileşte cu încetul.

Apele reziduale ale instalaţiilor de flotaţie conţin, în primul rînd, cantităţi apreciabile de particule minerale în suspensie, sterilul. În funcţie de natura minereului care se prelucrează, în apele reziduale se vor găsi combinaţiile diferitelor metale, în majoritatea lor sub formă solidă, în suspensie. Mare parte din reactivii de flotaţie folosiţi trec în tulbureala care se aruncă dîndu-i acesteia un miros caracteristic. Studiul repartiţiei reactivilor colectori în timpul procesului de flotaţie a unui minereu aurifer din R.P.R., cu ajutorul unui xantogenat conţinînd izotopul radioactiv S^{35}, a arătat că majoritatea colectorului adăugat trece, sub diferite forme, în tulbureala care se aruncă [3]. Din această cauză, în apele reziduale ale instalaţiilor de flotaţie, au fost determinate cantităţi apreciabile de reactivi colectori, xantogenaţi, ditiofosfaţi, oleaţi naftenaţi, de reactivi depresanţi, cianuri, sulfiţi, rămăşiţe ale spumanţilor folosiţi, ulei de pin, crezol, terpineol sau ale activanţilor, sulfat de cupru sau de zinc şi sulfură de sodiu. Concentraţii reduse de xantogenat (0,05 mg/l) dau apei un miros neplăcut, în timp ce ditiofosfaţii (aerofloţii) în mediu acid se descompun cu degajare de hidrogen sulfurat şi acid ortofosforic (trecînd prin faza intermediară de eter tiofosforic). Fenolul, de asemenea, dă apei un miros neplăcut la concentraţii de 0,1 mg/l. S-a arătat că datorită concentraţiei ridicate de fenol în efluentul unei instalaţii (0,14—4,78 mg/l) la un punct de captare a apei potabile, aflat la peste 100 km de sursa de poluare, concentraţia fenolului constituie $1—2.10^{-6}$ g/l [4]. În apele reziduale ale flotaţiilor de plumb-zinc conţinutul de plumb poate atinge 3—10 mg/l ; ionii bivalenţi ai cuprului pot fi prezenţi doar în cazul cînd în proces nu s-a folosit cianura. În cazul utilizării cianurii în apele reziduale ale flotaţiei, concentraţia combinaţiilor complexe ale ionului CN^{-} cu cuprul poate atinge 8 mg/l iar cu zincul — 1 mg/l [5]. Urme ale apelor reziduale de la flotaţia Ruşchiţa au fost depistate la o distanţă de 45—50 km de sursa de poluare deşi apele rîului Rusca, în care se aruncă aceste reziduuri, au fost considerabil diluate pînă la punctul de control (Obreja) de apele altor rîuri (Lozna, Bistra Bouţarului, Bistra Mărului). Reziduul acestei flotaţii a cauzat pustiirea biologică a apelor, în special datorită acţiunii fizice a suspensiilor solide din apele reziduale [6].

La o instalaţie de flotaţie din Munţii Apuseni a fost efectuată o serie de analize pentru determinarea conţinutului de substanţe toxice în apele reziduale. Instalaţia foloseşte următorii reactivi : xantogenat de sodiu (40 g/t), petrol (30 g/t), ulei de pin (60 g/t), cianură de sodiu (40 g/t), var (120 g/t). Flotaţia are loc la diluţia $S : L = 1 : 5$ şi $pH = 8$. Înainte de a părăsi instalaţia, tulbureala sterilă este diluată pînă la $S : L = 1 : 7$. Aceasta este supusă apoi decantării într-un iaz de decantare, apa limpezită evacuîndu-se într-un rîu. Măsurătorile efectuate au avut ca scop determinarea gradului de poluare a surselor de apă cu reziduuri de la flotaţie, în particular cu cianură şi xantogenat. De la punctele stabilite au fost culese cîte două probe paralele în care s-a determinat cantitatea de suspensii solide, în faza lichidă analizîndu-se conţinutul de xantogenaţi şi cianură, iar în reziduul solid — conţinutul de cianură (recalculat pentru solidul uscat la 105°C). Rezultatele obţinute sînt prezentate în tabela 1.

Aşa cum se poate vedea din datele prezentate în tabela 1 în apele pîrîului care primeşte revărsarea decantorului se mai pot întîlni, pe distanţe apreciabile, reziduuri ale reactivilor de flotaţie. Datorită punerii în funcţiune a unui nou decantor cu capacitatea mai mare, este de aşteptat o reducere a cantităţii de suspensii solide din revărsarea care este aruncată în rîu şi, de asemenea, reducerea cantităţii de

Tabela 1

Conținutul de xantogenat și cianură în apele reziduale ale unei flotații de molibdenită

Nr. crt.	Locul de culegere a probei	Conținut			
		în faza lichidă		în faza solidă	
		cianură, mg/l	xantat, mg/l	g/l	cianură, mg/kg.
1	Pîrîul pînă la primirea apelor reziduale	0	0		
2	Tulbureala la ieșirea din instalație	1,23	0,19	68,348	2,4
3	Apa limpezită de la suprafața decantorului	0,55	0,125	1,956	
4	Revărsarea decantorului	0,57	0,125	0,828	
5	Pîrîul după primirea revărsării decantorului	0,41	0,10	0,410	1,11
6	Pîrîul după confluența cu un afluent	0,30	0,10	0,412	
7	Pîrîul la 150 m în aval	0,30	0,05	0,382	
8	Pîrîul la 400 m în aval	0,28	0,03	0,374	
9	Pîrîul după 1 500 m în aval	0,25	0,03	0,325	0,45

xantogenat în faza lichidă în urma descompunerii acestuia sau legării sub formă solidă de către ionii metalelor grele prezenți în soluție. Rămîne însă în faza lichidă cianura care prezintă toxicitatea cea mai mare.

Derivatele acidului xantogenic, folosite în flotație ca reactivi colectori, se descompun cu timpul sau sub acțiunea diferiților factori, lucru care face ca datorită expunerii un timp mai îndelungat la aer — de exemplu într-un iaz de decantare — concentrația xantogenatului să se reducă fără luarea unor măsuri speciale [3]. Pe lîngă aceasta, anionii acidului xantogenic pot reacționa cu cationii metalelor grele, în intervalele de *p*H apropiate de neutru, cu formarea unor precipitate greu solubile, de exemplu :

$$ZnSO_4 + 2C_2H_5\,OCSS\,Na = Zn\,(C_2H_5\,CSS)_2 + \\ + Na_2\,SO_4.$$

În tulbureala reziduală se găsesc cantități infime de combinații solubile ale metalelor grele capabile să reacționeze cu xantogenatul liber. Cantitatea de combinații solubile ale metalelor grele depinde de gradul de oxidare al mineralelor în zăcămînt sau în timpul prelucrării și transportului. Astfel sulfurile, care sînt practic insolubile, se oxidează fie în zăcămînt, fie la suprafață, cu viteze diferite. Cel mai ușor se oxidează marcasita și pirotina, mai greu pirita cristalizată în cuburi mari [7]. Cationii metalelor grele reacționează cu xantogenații care în mediul apos disociază destul de puternic :

$$ROCS_2\,Na \rightleftarrows ROCS_2^- + Na^+$$

$$H_2O \rightleftarrows H^+ + OH^-$$

$$ROCS_2^- + H^+ \rightleftarrows ROCS_2\,H$$

Concentrația anionilor xantogenici și a acidului xantogenic se poate calcula din constanta de disociere :

$$K = \frac{[ROCS_2^-]\,[H^+]}{[ROCS_2\,H]}$$

Dar în mediul apos al tulburelii de la flotație, inclusiv în apele reziduale, concentrația ionilor de hidrogen este dată nu numai de către acidul xantogenic ci și de alți acizi sau baze prezente în tulbureală. Din această cauză în mediul acid, cînd concentrația ionilor de hidrogen este mare, conform egalității de mai sus, concentrația anionilor xantogenici va fi mică, aceștia vor fi legați sub forma moleculară de acid xantogenic și ca urmare a acestui fapt metalele grele nu vor reacționa cu xantogenatul ci cu acizii mai tari, prezenți în faza lichidă a tulburelii.

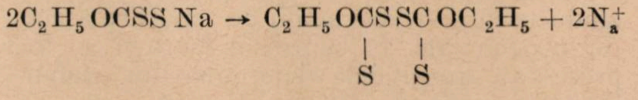
În mediul alcalin dimpotrivă, datorită concentrației reduse a ionilor de hidrogen, cantitatea de anioni xantogenici, capabili de a reacționa, va fi mult mai mare, dar în aceste condiții metalele grele vor precipita sub formă de hidroxizi, al căror produs de solubilitate este mai mic decît cel al xantogenaților respectivi (tabela 2).

Tabela 2

Produsul de solubilitate al xantogenaților și hidroxizilor unor metale grele

Metalul	Produsul de solubilitate	
	xantogenat	hidroxid
Cu	$5{,}2 \cdot 10^{-20}$	$5{,}0 \cdot 10^{-29}$
Pb	$1{,}7 \cdot 10^{-17}$	$3{,}2 \cdot 10^{-20}$
Sn	$1 \cdot 10^{-15}$	$6{,}3 \cdot 10^{-27}$(II)10^{-54}(IV)
Cd	$2{,}6 \cdot 10^{-14}$	$5{,}9\ 10^{-15}$
Co	$5{,}6 \cdot 10^{-13}$	$1{,}6 \cdot 10^{-15}$
Fe	$8 \cdot 10^{-8}$	$2 \cdot 10^{-26}$(II) $3{,}2 \cdot 10^{-28}$ (III)
Zn	$4{,}9 \cdot 10^{-9}$	$7{,}1 \cdot 10^{-18}$

Din această cauză este de așteptat ca în apele reziduale care au *p*H $\approx$ 7 (cazul cel mai frecvent pentru flotații) xantogenatul, reacționînd cu cationii metalelor grele, va depune pe fundul iazurilor de decantare, în timp ce în mediile mai acide sau alcaline el va rămîne în soluție, dispărînd cu timpul prin descompunerea sau pierderea în atmosferă. În cazul însă cînd xantogenatul ajunge în contact cu medii avînd *p*H $\leqslant$ 3 el se descompune cu formarea de dixantogen :



$$2C_2H_5\,OCSS\,Na \rightarrow C_2H_5\,O\underset{\overset{|}{S}}{C}S\,S\underset{\overset{|}{S}}{C}\,OC_2H_5 + 2N_a^+$$

care, de asemenea, este toxic.

Substanța toxică care se întîlnește în apele reziduale ale instalaților de preparare a minereurilor (flotaţie sau hidrometalurgie) este cianura care se poate găsi fie sub formă liberă de cianură de sodiu sau potasiu, fie sub formă de complex solubil în combinaţie cu metalele grele, sau preţioase. Cianurile alcaline sînt folosite în hidrometalurgia metalelor preţioase pentru dizolvarea aurului. În flotaţie cianura se foloseşte ca reactiv depresant, formînd la suprafaţa mineralelor de zinc şi cupru o peliculă de cianură de zinc sau de cupru datorită căreia aceste minerale devin udabile şi pot fi separate de mineralele de plumb. Cianura complexă de zinc este mai instabilă decît cea de cupru ; fiind relativ uşor distrusă la suprafaţa mineralului de către sulfatul de cupru, permite separarea mineralelor de zinc. Lucrări de cercetare, efectuate în U.R.S.S. în scopul îndepărtării cianurii din apele reziduale ale unor uzine de flotaţie a minereurilor polimetalice, au scos în evidenţă următoarele conţinuturi de cianură în revărsarea îngroşătoarelor pentru diverse concentrate [9] (tabela 3).

Tabela 3

Conţinutul de cianură alcalină în produsele unor instalaţii de flotaţie a minereurilor polimetalice

Fabrica	Modul în care era prezent ionul CN⁻	Conţinutul de cianură, mg/l			
		în revărsarea îngroşătoarelor concentratului			în reziduurile sterile
		zincos	plumbos	cupros	
Nr. 1	CN⁻ complexat	0	0	164	0
	CN⁻ liber	0	0	101	0
Nr. 2	CN⁻ complexat	1,22	2,5	372	0
	CN⁻ liber	8,3	0	4,4	0—2,3
Nr. 3	CN⁻ complexat	2,2	1,0	229	2,7
	CN⁻ liber	0	0	0,8	

După cum reiese din datele prezentate în tabela 3, cantitatea maximă de cianură se găseşte în revărsarea îngroşătorului pentru concentrate cuproase, datorită faptului că la sfîrşitul procesului de separare a mineralelor de cupru de cele de plumb (purificarea concentratului plumbos) se adaugă cianură care ajunge apoi în revărsarea îngroşătorului. Prezenţa unor cantităţi apreciabile de cianură în revărsarea îngroşătorului pentru concentrate plumboase se exclude prin însăşi natura procesului tehnologic. De asemenea, cianura se întîlneşte în cantităţi reduse în revărsarea îngroşătoarelor pentru concentrate zincoase întrucît ea se dă în moară consumîndu-se şi pierzîndu-se în diversele stadii de separare a acestor concentrate. În cuprinsul lucrării au fost prezentate rezultatele determinărilor cianurii în apele reziduale ale unei flotaţii.

O sursă importantă de impurificare a bazinului hidrologic cu cianură o constituie instalaţiile de cianurare a minereurilor aurifere. Aruncarea apelor reziduale de la cianuraţie sau flotaţie în rîuri este deosebit de dăunătoare, concentraţia de cianură de 0,1 mg/l, considerîndu-se mortală pentru peşti.

Pentru om cianura este de asemenea deosebit de toxică atît sub forma de săruri cît mai ales sub forma de acid cianhidric, obţinut în urma reacţiei cu un acid :

$$\mathrm{Na\,CN} + \mathrm{HCl} = \mathrm{H\,CN}\uparrow + \mathrm{Na\,Cl}$$

Acidul cianhidric astfel separat în atmosferă este deosebit de toxic. Pentru om doza toxică este de 50 mg (0,05 g). Într-o concentraţie de 0,3 mg/l aer el produce moartea imediată, în concentraţie de 0,2 mg/l produce moartea după 10 minute, în concentraţie de 0,15 mg/l produce moartea după 30 de minute, în concentraţie de 0,12 mg/l pune viaţa în pericol de moarte, iar în concentraţii de 0,02—0,04 mg/l determină apariţia unor manifestări uşoare după cîteva ore de expunere [10].

Alte substanţe care se întîlnesc în apele reziduale ale instalaţiilor de preparare primară a minereurilor prezintă, de asemenea, nocivitate, ele fiind însă mult mai inofensive decît cianura. Deşi nu au fost încă stabilite precis limitele de impurificare a apelor cu reziduuri industriale, sub formă de cifre orientative pot fi folosite conţinuturile considerate mortale pentru peşti [5], în mg/l :

Na CN	0,1	Fe^{2+}	14
NaOCl	0,15	Cd	17
Mg	0,29	Ni	128
Cr_2O_3	1,00	Co	125
Cu	3,3	Mn	300
Zn	8,4	Mg	1500

Aşadar, dintre metalele frecvent întîlnite în apele reziduale ale instalaţiilor de prelucrare a minereurilor, cuprul şi zincul sînt cele mai toxice. Limitele prezentate mai sus sînt apropiate de valorile acceptate în R.F.G. ca limită a impurificării apelor cu reziduuri industriale [11].

Nu trebuie neglijată nici acţiunea nocivă a suspensiilor solide din tulbureala sterilă. Dr. M. Ancuşa şi colaboratorii, cercetînd influenţa aruncării tulburelii reziduale a unei flotaţii de plumb-zinc în pîrîu, apreciază că elementul nociv principal îl constituie suspensia de steril în tulbureală (60—200 mg/l) care duce la degradarea biologică a bazinului receptor ca o consecinţă a acţiunii fizice a suspensiilor din steril [12].

Este evident că în lumina observaţiilor asupra degradărilor survenite în urma acţiunii fizice a suspensiei din tulbureala reziduală, se impune în mod acut necesitatea amenajării de iazuri de decantare acolo unde el nu există. Soluţia optimă trebuie însă considerată conjugarea acestor decantoare cu staţii de epurare a apelor reziduale cu sau fără recircuitarea apelor epurate în procesul tehnologic. De la caz la caz, lucrări necostisitoare de cercetare pot determina dacă epurarea apelor care urmează a fi recircuitate trebuie făcută după fiecare ciclu sau numai periodic.

Metode de îndepărtare a cianurii din apele reziduale

Așa după cum s-a mai arătat, agentul cel mai toxic din apele reziduale ale instalațiilor de preparare primară a minereurilor este cianura. Observațiile făcute asupra acestui reactiv din apele reziduale de la flotații și cianurații sînt însă valabile și pentru alte instalații în ale căror ape reziduale se poate întîlni această noxă (secții de galvanizare, furnale, uzine chimice etc.).

În scopul introducerii celor mai eficace mijloace pentru purificarea apelor reziduale de cianură trebuie examinate posibilitățile de decurgere a reacțiilor dintre cianură și mediul în care ea ajunge, în funcție de diverse condiții și în primul rînd de *p*H-ul acestui mediu.

Sărurile alcaline ale acidului cianhidric, cît și el însuși, se oxidează sub acțiunea oxigenului din aer, în prezența amoniacului, sulfatului de amoniu, fierului trivalent și a căldurii, formînd cianați :

$$2\,NaCN + O_2 = 2\,NaCNO.$$

În timpul păstrării în vase de sticlă, dacă acidul cianhidric vine în contact cu alcalii sau cu oxizi ai metalelor, după o oarecare perioadă de timp el polimerizează, obținîndu-se cunoscuta cianură polimerizată, o masă amorfă de culoare închisă (negru-cafeniu). Același fenomen poate avea loc cu cianura alcalină în cazul prezenței de urme de acid cianhidric în soluțiile acestei combinații. Din această cauză este necesară adăugarea de alcalii sărurilor acidului cianhidric.

În soluțiile apoase de cianură alcalină, datorită unui proces încet de hidroliză, aceasta se descompune cu formare de amoniac și săruri ale acidului formic :

$$NaCN + 3\,H_2O = NH_4OH + HCOONa.$$

Deosebit de rapid sînt descompuse cianurile sub acțiunea ionului ClO^-, care este folosit sub forma de hipoclorit de sodiu sau clorură de var pentru purificarea de cianură a apelor reziduale. Reacția de oxidare a cianurilor pînă la cianați, bioxid de carbon și azot are loc în mai multe stadii :

$$2\,NaCN + 2\,NaOCl = 2\,NaCNO + 2\,NaCl$$

$$2\,NaCNO + 3\,NaOCl + H_2O = 2\,CO_2 + N_2 + \\ + 2\,NaOH + 3\,NaCl$$

$$2\,NaCN + 5\,NaOCl + H_2O = 2\,CO_2 + N_2 + \\ + 2\,NaO + 5\,NaCl.$$

iar pentru cianurile complexe de cupru :

$$2\,Cu(CN)_2^- + 5\,ClO^- + 2\,OH^- + H_2O = 4\,CNO^- + \\ + 5\,Cl^- + 2\,Cu(OH)_2$$

$$4CNO^- + 8H_2O = 4NH_4^+ + CO_3^{2-}.$$

În mod analog sînt descompuse cianurile de către clorura de var.

În practică se întîlnește destul de des procedeul de distrugere a cianurii din apele reziduale cu ajutorul sulfatului feros. Tratarea soluțiilor cianhidrice cu sulfat feros la rece și în exces de reactiv duce la formarea unui precipitat de culoare închisă de cianură feroasă :

$$2\,NaCN + FeSo_4 = Fe(CN)_2 + Na_2So_4.$$

Reacția decurge încet și cianura feroasă obținută reacționează mai departe cu cianura din soluție în cazurile lipsei unui exces de sulfat :

$$Fe(CN)_2 + 4\,NaCN = Na_4Fe(CN)_6.$$

Astfel, în condițiile obișnuite de temperatură și un exces moderat de sulfat feros, prin neutralizarea apelor reziduale cianhidrice cu ajutorul acestui reactiv, se obține combinația complexă ferocianura alcalină, solubilă în apă, dar considerată netoxică din cauza constantei sale de disociere deosebit de mici. Încălzirea duce la îndepărtarea mai înaintată a cianurii pentru același exces de sulfat feros.

Cianurile complexe de cupru, în special $Cu(CN)_3^{2+}$ și $Cu(CN)_4^{2-}$, sînt distruse mult mai greu de către sulfatul feros. Acidularea prealabilă a acestora, pînă la *p*H = 4, accelerează procesul de distrugere dar aceasta duce la formarea de acid cianhidric.

A fost propusă de asemenea acidularea apelor reziduale pentru distrugerea cianurii. Așa cum s-a mai arătat cianura se descompune în prezența acizilor cu degajare de acid cianhidric. Cianurile complexe sînt descompuse și de către agenții acizi :

$$Cu(CN)_2^- + H^+ = CuCN \downarrow + HCN \uparrow$$

$$CuCN + H^+ = Cu^+ + HCN \uparrow,$$

ionul cupros oxidîndu-se apoi cu ușurință pînă la forma cuprică, prin cedarea unui electron :

$$Cu^+ - e = Cu^{2+}.$$

Acidul cianhidric degajat astfel din apele reziduale este îndepărtat prin barbotare de aer, procesul fiind ușurat de temperatura joasă de fierbere a acidului cianhidric (26°).

Din simpla expunere a metodelor chimice folosite pentru distrugerea cianurii din apele reziduale, se poate vedea că procedeul cel mai avantajos este procedeul cu ioni ClO^-, în particular cel cu clorură de var. Acest reactiv este ieftin și accesibil, putînd fi obținut din var stins și clor [13]. Metoda prezintă avantajul de a duce la obținerea unor produși absolut netoxici. Procedeul cu sulfat feros prezintă dezavantajul de a utiliza un reactiv mai costisitor și de a decurge mai încet (circa 4 ore) iar procedeul de distrugere acidă a cianurilor duce la degajare de acid cianhidric în cantități mici, dar totuși dăunătoare în atmosfera înconjurătoare.

Au mai fost propuse diferite metode de îndepărtare a cianurii din apele reziduale, de exemplu prin adsorbție pe cărbune activat, prin filtrare peste straturi de minereu cu conținuturi ridicate de oxid feric sau printr-un minereu de plumb și zinc și prin aerare cu aer sau bioxid de carbon. Nici unul însă din procedeele amintite nu a găsit o întrebuințare în practica epurării apelor reziduale cianhidrice.

Epurarea apelor reziduale cu ajutorul clorurii de var

Așa cum s-a arătat, epurarea apelor reziduale cianhidrice cu ajutorul clorurii de var prezintă o serie de avantaje, lucru care impune examinarea mai detaliată a acestui procedeu. În funcție de condițiile locale, clorura de var poate fi înlocuită cu hipoclorit, care conține mai multă substanță activă (clor). Cantitatea de clorură de var sau de hipoclorit se ia, de obicei, cu 20—40% mai mare, lucru impus de prezența în apele reziduale ale instalațiilor de flotație a unor substanțe reducătoare de natură organică, care consumă ioni ClO^-. Cantitatea de clorură de var sau hipoclorit, necesară pentru distrugerea cianurilor din apele reziduale, se determină cu ajutorul formulei [9]:

$$X = \frac{3{,}42 \cdot C\,(1{,}2 \div 1{,}4)\,Q \cdot 100}{a},$$

unde:

X este cantitatea necesară de clorură de var sau hipoclorit;
C — concentrația totală a ionilor CN^- în apele reziduale recalculată la cianură, mg/l;
1,2 — 1,4 — coeficientul de siguranță care se stabilește în funcție de condițiile locale;
Q — cantitatea apelor reziduale, m^3;
a — conținutul de clor activ (%) în hipocloritul sau clorura de var întrebuințată.

Contactarea apelor reziduale conținînd cianuri, de exemplu revărsarea îngroșătoarelor pentru concentratele zincoase sau cuproase, se face în căzi de lemn cu agitație mecanică. Durata contactării este de 10—15 min. În urma descompunerii cianurilor complexe ale cuprului sub acțiunea clorurii de var va precipita hidroxidul de cupru care decantează ușor, putînd fi folosit pentru recuperarea cuprului.

În figura 1 se prezintă schema de epurare a apelor reziduale cianhidrice de la o flotație pentru minereuri de plumb-zinc din U.R.S.S.

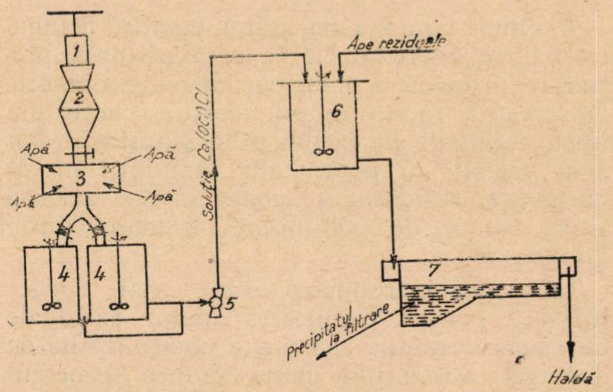
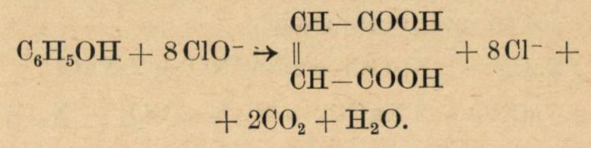


Fig. 1. Schemă de principiu pentru o instalație de epurare a cianurii din soluțiile reziduale ale instalațiilor de flotație.

Modul în care funcționează o asemenea instalație este următorul: clorura de var este descărcată din butoiul *1* în silozul *2* de unde este alimentată printr-un coș în vasul *3* unde se amestecă cu apa care transportă clorura de var în rezervoarele *4*. Cele două rezervoare *4* funcționează consecutiv: în timp ce într-unul din ele se pregătește soluția conținînd 5% clor activ (determinare iodometrică), din celălalt soluția deja pregătită este pompată în vasul de reacție *6*. Tot aici este introdusă concomitent revărsarea cu conținut ridicat de cianură de la îngroșătoare. Apele tratate trec apoi în jompul *7* pentru decantarea și recuperarea hidroxidului de cupru fiind apoi dirijate la halda de steril. Precipitatul de hidroxid este unit cu concentratul de cupru fiind considerat producție-marfă.

Experiența a arătat că în cazurile folosirii unui exces de clorură de var de 40% se atinge o epurare totală a apelor reziduale [9].

Apele reziduale tratate conțin un exces de clor activ nereacționat. Ele se amestecă în halda de steril cu tulbureala reziduală totală, unde se consumă pentru neutralizarea altor impurități, în particular a fenolilor care, de asemenea, sînt toxici. Foarte probabil că în urma reacției dintre clorura de var și fenoli se obține acidul maleinic care este netoxic:



$$C_6H_5OH + 8ClO^- \rightarrow \begin{matrix} CH-COOH \\ \| \\ CH-COOH \end{matrix} + 8Cl^- + 2CO_2 + H_2O.$$

Datorită rămînerii relativ îndelungate a apelor reziduale în decantorul de steril și reacției dintre clorura de var și fenoli, conținutul de clor în apele care urmează să fie aruncate în rîu scade sub 0,15 mg/l, conținut considerat inofensiv.

Apele reziduale ale instalațiilor de cianurare sînt impurificate cu cianură alcalină și cu cianuri complexe ale metalelor grele. În cazurile cianurării unor minereuri cu conținut ridicat de sulfuri, în apele reziduale se va întîlni sulfocianura și chiar unele sulfuri solubile iar conținutul de cianură liberă va fi mai mic. În aceste condiții metoda cea mai indicată de epurare chimică a apelor reziduale este tot metoda cu clorură de var. Apariția clorului liber în aceste ape, după epurare, constituie garanția că ele nu mai conțin combinații ale ionului CN^-, acestea distrugîndu-se mai rapid de către clor decît substanțele organice.

Clorura de var este reactivul cel mai indicat pentru epurarea apelor reziduale ale instalațiilor de flotație a minereurilor de molibdenită. Aceste ape sînt impurificate de obicei cu cianuri, sulfocianuri, petrol, ditiocarbonați și ditiofosfați. Apele reziduale limpezite în iaz trebuie tratate cu clorură de var care oxidează combinațiile ionului CN^-, petrolul și tiocombinațiile. Cantitatea de clorură de var se determină în funcție de oxidabilitatea apelor reziduale.

Folosirea schimbătorilor de ioni pentru epurarea apelor reziduale

Rășinile schimbătoare de ioni, caracterizîndu-se prin aceea că au proprietatea de a adsorbi elementele chimice din soluții deosebit de diluate, au atras de la început atenția asupra posibilității epurării apelor reziduale cu ajutorul acestui procedeu nou de separare a elementelor și combinațiilor chimice. Deși pe scară de laborator au fost obținute rezultate remarcabile în problema îndepărtării substanțelor nocive din apele reziduale, procedeul nu a căpătat încă o răspîndire industrială prea largă. Principala cauză a acestui lucru constă probabil în prețurile încă ridicate ale schimbătorilor de ioni. Există de asemenea greutăți de ordin tehnic în sinteza unor rășini care să aibă proprietățile fizico-chimice necesare. Cu toate acestea, într-o serie de țări funcționează instalații pentru epurarea apelor reziduale cu ajutorul schimbătorilor de ioni. De obicei, în aceste cazuri, epurarea apelor reziduale este conjugată fie cu recircuitarea apelor tratate, fie cu recuperarea unor elemente utile din apele care erau înainte aruncate. Ambele aceste aspecte îmbunătățesc în mod considerabil eficacitatea economică a epurării apelor. Asemenea instalații moderne de purificare a apelor reziduale cu ajutorul rășinilor schimbătoare de ioni există în U.R.S.S. [14], [16], S.U.A. [17] și în alte țări.

În țara noastră au fost efectuate încercări de epurare a apelor reziduale a unei instalații de flotare a minereurilor aurifere din Munții Apuseni. Uzina de preparare prelucrează minereuri cu conținut ridicat de silicați și cu un conținut redus de mispichel, pirită și calcopirită. Minereul brut este măcinat pînă la granulația sub 0,07 mm (75%) fiind apoi supus flotației la diluția $S:L = 1:4$—4,5 și $pH = 5,5$—6 în prezența a 74 g/t xantogenat etilic și 87 g/t ulei de pin.

Rășina schimbătoare de ioni folosită a fost un anionit puternic alcalin (Dowex — 2), verificată anterior pe scară de laborator pentru adsorbția xantogenaților și a altor reactivi din soluții în care aceștia se găseau la concentrații mici [18]. Rășina la granulația 0,4—0,6 mm, încărcată cu contraionul clor în cantitate de 1,5 l, a fost introdusă într-o coloană de masă plastică cu diametrul de 200 mm și înălțimea de 1 m, așezată pe un suport metalic care permitea accesul pentru culegerea probelor, comutarea fluxurilor etc. Partea de jos a coloanei era prevăzută cu un fund fals (o sită din oțel inoxidabil cu ochiurile de 2 mm). Rășina în stare gonflată a fost așezată în coloană deasupra sitei în timp ce în partea de dedesubt a acesteia au fost montate două robinete pentru reglarea debitului soluției. Capătul superior al coloanei a fost lăsat deschis pentru alimentare.

Experiențele de adsorbție a xantogenaților din apele reziduale s-au făcut pe filtratul liniei a 2-a a flotației (aurifere) și pe o probă din revărsarea iazului de decantare.

a. Filtratul rezidual, care în mod obișnuit se aruncă la rigolă, a fost trecut cu viteza de 150—160 l/h peste patul fix de rășină din coloană. În cadrul fiecărui ciclu de adsorbție, care dura 12—13 ore prin coloană au fost trecuți 1,8—2 m^3 filtrat. Rășina saturată cu xantogenat a fost spălată apoi cu un curent ascendent de apă și supusă eluției cu ajutorul unei soluții de 2% NaCl, care a fost trecută prin coloană cu viteza de 10—12 l/h. Din eluat au fost culese porții de cîte 5 l, care au fost analizate la xantogenat [20]. Rezultatele obținute sînt prezentate în figura 2 (curba 1).

Din figură rezultă că în apele reziduale ale instalației de flotație a minereurilor aurifere se găsește xantogenat liber și că el poate fi extras din aceste ape. Anterior s-a arătat că xantogenatul adsorbit din tulburelile și soluțiile de la flotație, readus din nou sub formă de soluții de concentrație aproximativ 0,1% prin eluție, poate fi reutilizat cu succes în procesele de flotație ca reactiv colector.

Trebuie însă menționat că pentru realizarea pe scară industrială a acestui proces va fi necesar să se utilizeze aparatura pentru adsorbție din tulbureală, lucru care înrăutățește, într-o oarecare măsură, perspectivele de utilizare.

b. Încercări de adsorbție a xantogenatului din apele reziduale ale aceleiași fabrici au fost efectuate pe revărsarea limpede a iazului de decantare a sterilului flotației. Experiențele s-au făcut folosind aceeași rășină, încărcată însă într-o coloană de laborator. Peste patul fix de rășină au fost trecuți 20 l din revărsarea iazului de decantare cu viteza de 5 l/h. Eluția s-a făcut cu ajutorul unei soluții 2% NaCl cu viteza de 0,6 l/h. Probele luate din eluat, cîte 10 cm^3, au fost analizate pentru xantogenat. Rezultatele obținute sînt date în figura 2 (curba 2).

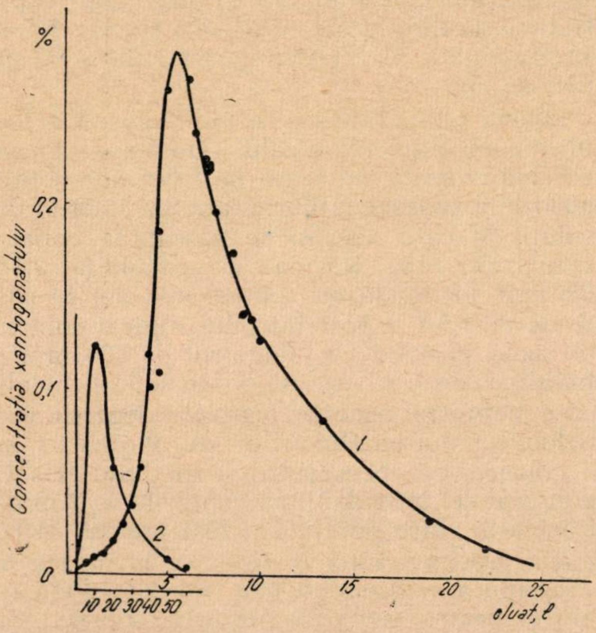


Fig. 2. Eluția xantogenatului etilic de pe rășina Dowex-2 saturată cu :

1 — filtratul flotației colective ; 2 — apele limpezi din iazul de decantare.

În comparație cu adsorbția xantogenaților din tulbureala reziduală, adsorbția lor din revărsarea iazului de decantare prezintă o serie de avantaje în ceea ce privește exploatarea și investițiile [21].

Datele existente pînă în prezent permit doar o apreciere aproximativă a efectului economic obținut în urma recuperării xantogenaților din apele reziduale ale flotațiilor, decantate în iaz.

Costul unei tone de anionit puternic alcalin este de 120 000 lei. Conform datelor din literatură [22], [23], se ia ca termen de funcționare a unei încărcături de rășină 1 500 cicluri. Capacitatea de adsorbție a rășinii se ia egală cu 200 kg/t ceea ce reprezintă 80% din capacitatea de adsorbție determinată în laborator. În acest caz cheltuielile legate de exploatarea rășinii, pentru un ciclu, constituie :

$$\frac{120\,000}{1\,500} = 80 \text{ lei.}$$

Eluția se face cu ajutorul unei soluții de 2% NaCl. Cheltuielile pentru reactivi la un ciclu de eluție vor constitui :

$$2\,\frac{1\,000}{0,74}\cdot\frac{2}{100}\cdot 0,3 = 16,2 \text{ lei},$$

unde :

2 este numărul de volume de eluat scos din circuit la fiecare ciclu ;
1 000 — cantitatea de rășină în aparat, kg ;
0,74 — greutatea volumetrică a rășinii ;
0,3 lei/kg — costul agentului de eluție.

Se preconizează ca aparatură pentru adsorbție un vas de reacție din lemn cu fund fals, în care revărsarea din iaz va intra prin cădere liberă.

Întrucît instalația de adsorbție necesită o deservire periodică, nu se va angaja un muncitor special pentru aceasta, lucrătorul de la iazul de decantare primind ca atribuție suplimentară supravegherea instalației.

Se ia suma tuturor celorlalte cheltuieli egală cu suma cheltuielilor pentru reactivi. În acest caz, avînd un coeficient de rezervă foarte mare, cheltuielile generale pentru epurarea apelor reziduale de xantogenați și recuperarea acestora vor constitui :

$$2\,(80 + 16,2) = 192,4 \text{ lei.}$$

Valoarea xantogenatului etilic recuperat într-un ciclu va constitui :

$$200 \cdot 9,50 = 1\,900 \text{ lei,}$$

unde 9,50 este prețul unui kilogram de xantogenat etilic.

Economia rezultată la un ciclu va fi egală cu:

$$1\,900 - 192,4 = 1\,707,6 \approx 1\,700 \text{ lei.}$$

Faptul că în calcul au fost admiși coeficienți de siguranță mari, permite să se presupună că economia reală va fi mai mare.

Aprecierea economică prezentată permite să se tragă concluzia că din apele reziduale ale instalațiilor de flotație pot fi îndepărtate substanțele nocive realizîndu-se totodată și economii.

Experiențe analoge au fost efectuate și la o uzină de flotație, al cărei regim de reactivi a fost prezentat în partea întîi a articolului. Eluția rășinii Dowex-2, saturată cu decantatul tulburelii flotației, a permis depistarea în eluat a xantogenatului și a cianurii [24]. Rezultatele obținute sînt redate în tabela 4.

În comparație cu alte procedee de purificare a apelor reziduale schimbul ionic are avantajul de a fi mai eficace și de avea un caracter mai universal. El a fost încercat cu succes pentru recuperarea nichelului și a cuprului din apele reziduale sau de mină [17], [25] și pentru mai toate metalele prețioase.

Tabela 4

Eluţia xantogenatului şi a cianurii de pe răşina Dowex — 2 saturată cu soluţie reziduală a unei uzine de flotaţii

Eluat nr.	Cantitatea, g	
	cianură	xantogenat
1	0,00305	0,0108
2	0,0021	0,0079
3	0,00105	0,00146
4	0,00044	0,00108
5	0,00034	
6	0,00029	

Deosebit de eficace s-au dovedit schimbătorii de ioni pentru recuperarea uraniului din apele reziduale ale instalaţiilor hidrometalurgice sau din apele de mină [26], [27].

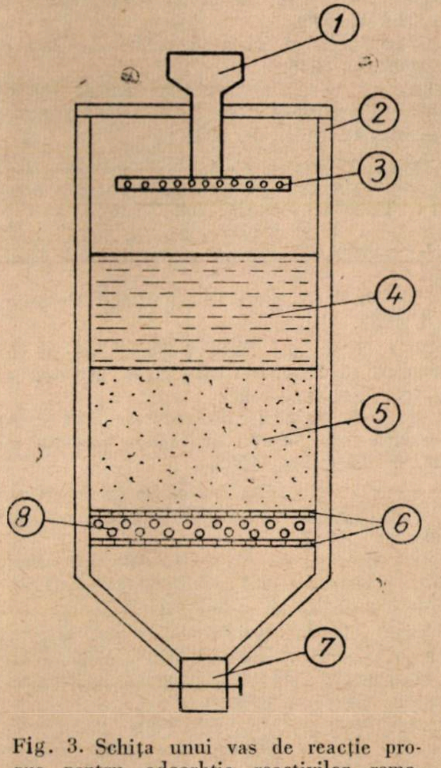


Fig. 3. Schiţa unui vas de reacţie propus pentru adsorbţia reactivilor remanenţi din apele reziduale limpezi ale instalaţiilor de preparare a minereurilor: *1* — coş de alimentare cu ape reziduale limpezi sau reactivi pentru eluţie ; *2* — vas de reacţie din lemn ; *3* — distribuitor ; *4* — ape impurificate ; *5* — răşină ; *6* — fund fals ; *7* — conductă de evacuare a apelor tratate sau a eluaţilor ; *8* — cuarţ granulat (d = 10 mm).

Recircuitarea apelor reziduale

Recircuitarea apelor industriale reziduale se impune în unele cazuri nu numai ca o consecinţă a imposibilităţii aruncării lor în rîuri ci şi ca o urmare a unor condiţii locale : consumuri mari de apă, lipsă de apă în cantităţi suficiente, existenţa unor reactivi în apele reziduale care pot fi refolosiţi. Există de asemenea cazuri cînd neutralizarea apelor reziduale este atît de greoaie şi de costisitoare, încît s-a dovedit mai avantajoasă recircuitarea lor în procesul tehnologic. O asemenea situaţie se întîlneşte în cazul apelor reziduale acide, care pot distruge reţeaua de canalizare. Astfel de ape se întîlnesc la unele uzine hidrometalurgice, fie datorită utilizării unei scheme acide de prelucrare a minereurilor sau a concentratelor, fie ca urmare a hidrolizei combinaţiilor metalelor grele cu eliberare de acid. În aceste cazuri se impune ridicarea *p*H-ului acestor ape pînă la valorile 8—9 care se face de obicei cu ajutorul varului sau carbonatului de sodiu. În cazul existenţei însă a acidului sulfuric sau a sulfaţilor în apele reziduale — lucru care se întîlneşte foarte frecvent — apele tratate vor conţine sulfat de calciu care depunîndu-se pe canalele de scurgere le poate înfunda. Prin alcalinizarea apelor reziduale majoritatea metalelor conţinute în soluţie vor precipita sub formă de hidroxizi. Depunerea lor, în general anevoioasă, este accelerată în decantoare speciale prin adăugarea unor emulsii de floculant. În cazul alcalinizării apelor cu carbonat de sodiu, bioxidul de carbon degajat va antrena hidroxizii formaţi la suprafaţa decantorului, unde aceştia flotînd, vor împiedica buna funcţionare a instalaţiei. Din această cauză reciclarea apelor reziduale în urma unui tratament minim, sau dacă aceasta este posibil chiar şi fără el, apare ca deosebit de avantajoasă. În afară de cazurile cînd apele recircuitate se reciclează o serie de reactivi utili (instalaţii galvanice), cînd eficacitatea economică a problemei este evidentă, cheltuielile legate de recircuitarea apelor reziduale de obicei nu sînt mai mari decît cheltuielile de aprovizionare cu apă în mod normal. Deosebit de avantajoasă s-a dovedit recircuitarea apelor folosite în instalaţiile de prelucrare pirometalurgică a minereurilor şi concentratelor. În aceste cazuri apele folosite pentru granularea zgurei sau pentru răcire conţin în suspensie impurităţi care decantează uşor după care apele sînt reciclate în proces fără altă purificare. Problema nu se pune la fel de simplu pentru instalaţiile de flotaţie unde, datorită concentraţiei remanente de reactivi de flotaţie sau de săruri solubile în tulbureala reziduală, recircuitarea apelor fără o epurare chimică prealabilă poate produce perturbaţii în procesul tehnologic. În mod analog se pune problema pentru cianuraţii, mai ales pentru acelea care prelucrează minereuri complexe sau concentrate, în cazul cărora apele reziduale sînt foarte bogate în cianuri complexe şi cumularea lor în soluţiile de la leşiere, datorită recircuitării, poate duce la frînarea şi chiar oprimarea procesului de dizolvare a aurului (fenomen cunoscut sub denumirea de „oboseală" a soluţiei de cianură). Din această cauză recircuitarea apelor reziduale în instalaţiile de flotaţie sau cianuraţie se face după o prealabilă epurare a lor, fie după fiecare ciclu, fie periodic, lucru care se stabileşte de la caz la caz.

Însăşi denumirea de ape reziduale, face ca importanţa lor să fie adesea diminuată. Cu toate acestea ele au un rol deosebit de important din punct de vedere economic şi sanitar, nu numai în industria extractivă ci şi în alte ramuri ale economiei naţionale. Dezvoltarea într-un ritm deosebit de rapid a industrializării în ţara noastră, cît şi grija pe care regimul democrat-popular o are faţă de om şi natură, sînt strîns legate de rezolvarea în mod judicios a problemei apelor reziduale. Preocuparea arătată de către organele de coordonare a industriei, institutele de cercetare şi proiectare şi întreprinderile de construcţii şi din producţie, pentru elaborarea şi introducerea unor metode moderne de purificare a apelor reziduale, constituie o dovadă a creşterii nivelului de cultură în producţie şi a standardului general de viaţă în ţara noastră.

Autorul aduce mulţumiri tovarăşilor dr. G. Dincă, ing. D. Sprinceană şi ing. P. Ille, care i-au acordat un concurs binevoitor în executarea unor lucrări legate de partea experimentală a prezentei comunicări.

BIBLIOGRAFIE

[1] Voiculescu-Dioşti, Şt.: *Evacuarea şi decantarea apelor industriale cu suspensii minerale.* Editura tehnică, Bucureşti, 1960.

[2] Plaksin, I. N.: *Metallurgia blagorodnîh metallov.* Metallurgizdat, Moskva, 1958.

[3] Plaksin, I. N. şi Tătaru, S.: *Folosirea schimbului ionic în unele procese de flotaţie şi hidrometalurgie.* Revista Minelor, nr. 6, 1962.

[4] Ancuşa, M. ş. a.: *Modificări ale gustului şi mirosului prin fenoli la o instalaţie centrală de aprovizionare cu apă potabilă.* Igiena, nr. 1, 1963.

[5] Lainer, V. I.: *Voprosî obezvrejivania tocinîh vod v metallurgii.* Metallurgizdat, 1962.

[6] Ancuşa, M. ş. a.: *Influenţa staţiilor de flotaţie de plumb şi zinc asupra bazinelor naturale.* Studii şi cercetări de igienă şi sănătate publică, Bucureşti, 1960.

[7] Smirnov, V. V.: *Zona okislenia sulfidnih mestorojdenii.* Akademizdat, Moskva, 1955.

[8] Halban v, H. şi Hecht, W.: *Z. Elektrokem,* 24, 1918, p. 65—82.

[9] Milovanov, L. V., Krasnov, B. N., Korneeva, V. S.: *Opît ocistki vodsvinţovo-ţinkovîh obogotitelnîh fabrik ot ţianistîh soedinenii hlornoi izvesti.* Ţvetnîe Metallî, nr. 2, 1957.

[10] * * * *Culegere de decizii, norme şi instrucţiuni.* Vol. III. Inspecţia sanitară de stat, Bucureşti, 1956, p. 363.

[11] Weiner, R.: *Stocinîe vodî v metallurgiceskoi promîslenosti.* Metallurgizdat, 1962.

[12] Ancuşa, M. ş. a.: *Aspecte caracteristice privind apele reziduale din regiunea Banat.* Igiena, nr. 6, 1962.

[13] Winnaker, K. şi Küchler, L.: *Tehnologie chimică anorganică.* Vol. I, Editura tehnică, Bucureşti, 1962.

[14] Davankov A. B. ş. a.: *Izvestia V.U.Z.* Tvetnaia Metallurgia, nr. 3, 1959.

[15] Fridman, I. D.: *Sbornik materialov po tehniceskoi informaţii o obmenu opîtom.* Vol. 57, Moskva, 1958.

[16] Davankov, A. B. ş. a.: *Certificat de autor* nr. 101 896, 1954.

[17] Nachod, F. şi Schubert, J.: *Ion Exchange Technology,* 1956.

[18] Tătaru, S.: *Primenenie ionoobniennoi tehnologhii v usloviah flotaţionno-ţianistovo proţessa.* Autoreferat, Moskva, 1962.

[19] Milovanov, L. V. şi Krasnov, B. P.: *Ocistka stocinîh vod obrazuiuşcihsia pri proizvodstva olova.* Ţvetnîe Metallî, nr. 3, 1958.

[20] Lurie, I. I. şi Rîbnikova, A. I.: *Himiceskii analiz proizvodstvennîh stocinîh vod.* Goshimizdat, 1963.

[21] Plaksin, I. N. şi Tătaru, S.: *Ţvetnîe Metallî,* nr. 6, 1963.

[22] Szabo, I. ş. a.: *Raport nr. 1 719 la Conferinţa Internaţională pentru utilizarea paşnică a energiei atomice,* Geneva, 1958.

[23] Hallis, F. R. ş. a.: *Raport* nr. 526 la *Conferinţa Internaţională pentru utilizarea paşnică a energiei atomice,* Geneva, 1955.

[24] Liteanu, C.: *Analiză chimică cantitativă volumetrică.* Editura de stat didactică şi pedagogică, Bucureşti, 1962.

[25] Cernobrov, S. M.: *Ulovlivanie nikela iz stocinîh rudnicinîh vod pri pomoşci kationitov.* NTO ţvetnoi metallurgii, Moskva, 1957.

[26] Crespi, B. M., Suffer, A. A. şi Macchiaverna, G. E.: *Raport* nr. 1 566 la *Conferinţa Internaţională pentru utilizarea paşnică a energiei atomice,* Geneva, 1958.

[27] Tsivoglou, C. E., Kalda, C. D. şi Dearwater, R. J.: *Raport* nr. 2 359 *la Conferinţa Internaţională pentru utilizarea paşnică a energiei atomice,* Geneva, 1958.

◆

NOTE

Ciocan de abataj acționat electric

Ing. *I. CONSTANTINESCU* şi ing. *AL. DARABONT*

Pentru dezvoltarea bazei tehnico-materiale a socialismului este necesară introducerea pe scară tot mai largă a cuceririlor ştiinţei şi tehnicii în toate ramurile economiei naționale.

Pentru ridicarea nivelului de mecanizare apare necesitatea studierii celor mai potrivite utilaje pentru condiţiile de lucru din minele noastre, precum şi necesitatea ca aceste utilaje să poată funcţiona cu randamente cît mai bune.

Energia electrică, care se introduce din ce în ce mai mult în minerit, nu a putut elimina încă aerul comprimat de la lucrările de perforare şi tăiere, mai ales din minele grizutoase.

Pe de altă parte, datorită randamentului slab al maşinilor pneumatice, chiar moderne fiind, se măreşte mult costul energiei maşinilor pneumatice. Astfel, randamentul lor total nu trece peste 8,4% faţă de randamentul total al energiei electrice de 69% [1].

De asemenea, modul şi condiţiile de montaj sînt în favoarea cablurilor electrice. În ceea ce priveşte pierderile de energie, reţeaua conductelor de aer comprimat are pierderi de energie cu mult mai mari decît o reţea electrică.

Datorită acestui fapt electrificarea în subteran prezintă o importanţă deosebită.

Cauza principală însă, pentru care aerul comprimat nu poate fi încă complet înlocuit de curentul electric, este că, pînă în prezent, nu s-au putut construi ciocane de abataj şi perforatoare electrice echivalente cu cele pneumatice.

În literatura tehnică de specialitate, sînt prezentate peste 30 de tipuri de ciocane de abataj electrice, din care unele au dat rezultate bune ca de exemplu tipurile EMG—20, EMG—10 A, KNS—3 ş.a.

În funcţie de principiul folosit pentru transformarea energiei electrice în lucru mecanic de percuţie, ciocanele electrice pot fi cu solenoid şi electromecanice.

Ciocanul de abataj CAE—1, studiat şi executat de autori şi încercat pe standul de la uzinele „Independenţa"-Sibiu, face parte din categoria ciocanelor electromecanice şi anume grupa ciocanelor centrifuge.

Principii de calcul

Mecanismul pentru producerea percuţiilor la ciocanul CAE—1 este prezentat schematic în figura 1 (realizarea sa din punct de vedere constructiv diferă). Mecanismul constă din două roţi dinţate, care se rotesc în jurul axelor O_1 şi O_2 cu viteza unghiulară constantă ω. Pe fiecare roată dinţată este fixată cîte o greutate excentrică (debalans) $G_1 = G_2 = G$

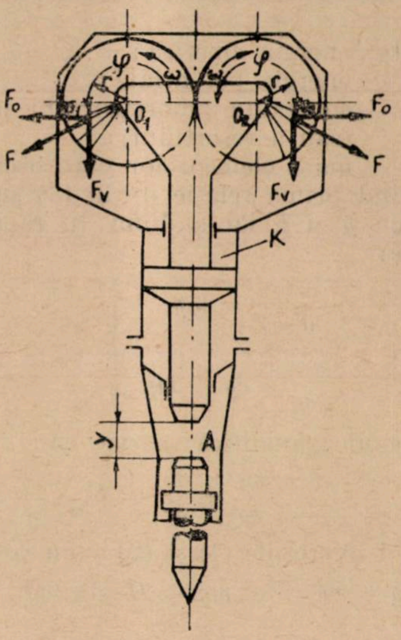


Fig. 1. Mecanismul pentru producerea percuţiilor la ciocanul CAE—1.

Axele O_1 şi O_2 sînt fixate pe o ramă, care se prelungeşte printr-o tije, şi joacă rolul de percutor.

În timpul rotirii roţilor dinţate, apar forţele centrifuge F a căror componente orizontale F_0 se anulează reciproc, în timp ce componentele verticale F_v imprimă sistemului percutor o mişcare de oscilaţie.

Componentele forţelor centrifuge F pe orizontală şi verticală, sînt date de relaţiile:

$$\left.\begin{aligned} F_v &= 2\, m_1 \omega^2 r \sin \varphi \\ F_0 &= m_1 \omega^2 r \cos \varphi - m_1 \omega^2 r \cos \varphi = 0 \end{aligned}\right\} \quad (1)$$

unde :

m_1 este masa debalansului ;

ω — viteza unghiulară ;

r — distanța de la centrul masei excentrice la axa de rotație.

Ținînd seama că viteza unghiulară $\omega =$ const. putem scrie :

$$F_v = H \sin \omega t \qquad (2)$$

unde :

$$H = 2m_1\omega^2 r$$

care reprezintă amplitudinea forței de excitație.

Să scriem ecuațiile lui Lagrange considerînd poziția inițială ($t = 0$) poziția limită inferioară (cînd aerul din camera K este destins la maximum).

Neglijăm frecările și considerînd ordonata punctului A pozitivă în sus, putem scrie :

$$\left.\begin{aligned} E &= \frac{m\dot{y}^2}{2} \\ \pi &= \frac{cy^2}{2} + mgy \end{aligned}\right\} \qquad (3)$$

unde :

E este energia cinetică ;

π — energia potențială ;

c — constanta amortizorului pneumatic (sau a resortului) ;

m — masa elementelor care oscilează.

Derivînd prima relație de la (3) succesiv în raport cu $\dot{y}$ și t, iar a doua în raport cu y, obținem :

$$\left.\begin{aligned} \frac{\mathrm{d}}{\mathrm{d}t}\frac{\partial E}{\partial \dot{y}} &= m\ddot{y} \\ \frac{\partial \pi}{\partial y} &= cy + mg \end{aligned}\right| \qquad (4)$$

Din mecanica analitică se știe că :

$$\frac{\mathrm{d}}{\mathrm{d}t}\frac{\partial E}{\partial \dot{y}} + \frac{\partial \pi}{\partial y} = F_v$$

Înlocuind expresiile (4) și (2) vom avea :

$$m\ddot{y} + cy = -mg + H \sin \omega t$$

sau

$$\ddot{y} + \frac{c}{m}y = -g + \frac{H}{m}\sin \omega t \qquad (5)$$

Să notăm :

$$\frac{c}{m} = p^2 ; \quad -g = h_0 \text{ și } \frac{H}{m} = h \qquad (6)$$

și vom obține :

$$\ddot{y} + p^2 y = h_0 + h \sin \omega t \qquad (7)$$

Relația (7) reprezintă ecuația diferențială a oscilației forțate a tijei percutoare.

Integrala generală a ecuației diferențiale (7) va fi de forma :

$$y = A \sin pt + B \cos pt + \frac{h_0}{p^2} + \frac{h}{p^2 - \omega^2}\sin \omega t. \qquad (8)$$

Constantele de integrare A și B se determină din condițiile inițiale.

Pentru $t = 0$ avem $y = 0$ și $\dot{y} = 0$. Din relația (8) rezultă :

$$B = -\frac{h_0}{p^2}.$$

Derivînd expresia (8) în raport cu timpul obținem :

$$\dot{y} = Ap \cos pt - Bp \sin pt + \frac{h\omega}{p^2 - \omega^2}\cos \omega t$$

de unde pentru $t = 0$ obținem :

$$A = -\frac{h\omega}{p(p^2 - \omega^2)}.$$

Înlocuind valorile constantelor de integrare A și B în expresia (8) obținem :

$$y = \frac{h}{p^2 - \omega^2}\left(\sin \omega t - \frac{\omega}{p}\sin pt\right) + \\ + \frac{2h_0}{p^2}\sin^2\frac{pt}{2}. \qquad (9)$$

Relația (9) reprezintă legea de variație a spațiului y parcurs de tija percutoare, în funcție de timp.

Momentul percuției ar trebui ales la $\varphi \cong \frac{3\pi}{2}$ deoarece în cazul cînd percuția are loc la un moment $\varphi > \frac{3\pi}{2}$ apar cupluri care caută să rotească cele două roți dințate în sens contrar rotației lor, eforturile dinamice care iau naștere în acest caz fiind preluate de dantura roților și de arborele motor.

Durata t_1 a unui ciclu complet de lucru se poate ușor determina întrucît se cunoaște turația celor două roți dințate.

Energia cinetică a mecanismului percutor la sfîrșitul cursei active va fi :

$$E = \frac{m\dot{y}^2}{2} \qquad (10)$$

unde :

$$\dot{y} = \frac{h\omega}{p^2 - \omega^2}(\cos \omega t - \cos pt) + \frac{h_0}{p}\sin pt. \qquad (11)$$

Parametrii care determină caracteristicile acestui mecanism sînt :

m_1 — masa excentricilor ;

c — constanta amortizorului ;

m — masa totală a elementelor care oscilează ;

ω — viteza unghiulară a roților dințate ;

p — pulsația proprie a sistemului oscilant.

Se știe că gradul de eficiență al unui ciocan de abataj electric sau pneumatic depinde de numărul de lovituri pe minut și de lucrul mecanic de percuție.

Energia cinetică, în momentul percuției, este proporțională cu pătratul vitezei. Deci, ar fi interesant de ştiut pentru diferite rapoarte între p şi ω cum variază viteza $\dot{y}$.

a. Să studiem cazul cînd $p = \omega$. Se ştie că în asemenea situaţii apare fenomenul de rezonanţă.

Să scriem relaţia (11) sub forma:

$$\dot{y} = \dot{y}_1 + \frac{h_0}{p} \sin pt \tag{12}$$

unde:

$$\dot{y}_1 = \frac{h\omega}{p^2 - \omega^2} (\cos \omega t - \cos pt)$$

Se vede că în cazul $p = \omega$ pentru $\dot{y}_1$ vom avea o nedeterminare de forma $\frac{0}{0}$.

Calculăm valoarea adevărată a lui $\dot{y}_1$ aplicînd regula lui L'Hôpital şi vom obţine pentru $p = \omega$:

$$\dot{y}_1 = \frac{ht \sin p^t}{2}.$$

Deci expresia (12) va lua forma

$$\dot{y} = \left(\frac{pht + 2h_0}{2p}\right) \sin pt. \tag{13}$$

Comparînd relaţiile (11) şi (13) se vede că pentru acelaşi interval de timp, relaţia (13) creşte mai repede decît relaţia (11).

b. Cazul cînd $p \neq \omega$ dar sînt totuşi apropiate.

Să notăm $p - \omega = \gamma_0$ şi fie γ_0 foarte mic în raport cu ω. Atunci putem scrie:

$$p^2 - \omega^2 = (p - \omega)(p + \omega) = \gamma_0 (p + p - \gamma_0) \cong 2p\,\gamma_0$$

unde am neglijat $\gamma^2{}_0$ ca fiind foarte mic.

Înlocuind în relaţia (11) obţinem:

$$\dot{y} = \frac{h(p - \gamma_0)}{2p\gamma_0} [\cos (p - \gamma_0) t - \cos pt] + \frac{h_0}{p} \sin pt \cong \left[\frac{h(p - \gamma_0)}{p\gamma_0} \sin \frac{\gamma_0}{2} t + \frac{h_0}{p}\right] \sin pt.$$

Să notăm:

$$K = \frac{h(p - \gamma_0)}{p\gamma_0} \sin \frac{\gamma_0}{2} t + \frac{h_0}{p}$$

şi vom putea scrie:

$$\dot{y} = K \sin pt \tag{14}$$

Relaţia (14) reprezintă variaţia vitezei $\dot{y}$ în cazul unei oscilaţii armonice cu pulsaţia p şi amplitudinea variabilă K.

c. Cazul cînd $\omega \gg p$ corespunde situaţiei cînd masa sistemului oscilant este prea mare. Amplitudinea oscilaţiilor va fi mică.

d. Cazul cînd $\omega \ll p$ corespunde situaţiei cînd turaţia roţilor dinţate fiind prea mică, forţa centrifugă care ia naştere este şi ea mică. Amplitudinea oscilaţiei forţate va fi şi ea mică.

Din cele patru cazuri studiate, rezultă că pentru a avea o energie cinetică mare în momentul percuţiei, trebuie astfel aleşi parametrii constructivi, încît să ne situăm în cazul $p = \omega$.

Folosindu-se aceste principii de calcul, s-au efectuat calculele de proiectare ale ciocanului CAE—1.

Exemplu de calcul

Pentru exemplificarea metodei de calcul expuse, vom determina parametrii principali de funcţionare a ciocanului CAE—1.

1. Viteza unghiulară a maselor excentrice:

$$\omega = \frac{\pi n e}{30} = \frac{3{,}14 \cdot 1100}{30} = 115 \text{ s}^{-1}$$

unde $n_e = 1\,100$ rot/min, turaţia maselor excentrice.

2. Calculul maselor excentrice.

Masele excentrice avînd forma de coroană circulară aria se determină cu relaţia:

$$A = \frac{\pi\alpha^\circ (R^2 - r_1^2)}{360^\circ} = \frac{\pi \cdot 180^\circ (6{,}2^2 - 2{,}6^2)}{360^\circ} = 49{,}7 \text{ cm}^2$$

unde:

$\alpha^\circ = 180^\circ$ — unghiul la centru, iar

$R = 6{,}2$ cm şi $r_1 = 2{,}6$ cm — razele corespunzătoare.

Volumul de material:

$$V = Ah = 49{,}7 \cdot 3{,}0 = 149 \text{ cm}^3$$

unde

$h = 3{,}0$ cm — grosimea excentricilor.

Avînd în vedere că masele excentrice sînt executate din plumb, care are greutatea specifică $\gamma = 11{,}344.10^{-3}$ kgf/cm³, greutatea unui excentric va fi: $G_1 = V\gamma = 149 \cdot 11{,}344.10^{-3} = 1{,}69$ kgf.

Masa corespunzătoare:

$$m_1 = \frac{G_1}{g} \cdot \frac{1{,}69}{9{,}81} = 0{,}1725 \text{ kgf s}^2/\text{m}.$$

3. Raza de rotire a centrului de greutate al excentricului se determină cu relaţia:

$$r = \frac{2}{3} \cdot \frac{(R^3 - r^3)}{(R^2 - r_2)} \cdot \frac{\sin \alpha_1}{\alpha_1} = \frac{2}{3} \frac{(6{,}2^3 - 2{,}6^3)}{(6{,}2^2 - 2{,}6^2)} \frac{1}{1{,}5708} = 2{,}96 \text{ cm}$$

unde:

$$\alpha_1 = \frac{\alpha}{2} = 90^\circ = 1{,}5708 \text{ rad.}$$

4. Amplitudinea forţei de excitaţie.

$$H = 2 \cdot m_1 \omega^2 r = 2 \cdot 0{,}1725 \cdot 115^2 \cdot 2{,}96 \cdot 10^{-2} = 135 \text{ kgf.}$$

5. Masa pieselor în mişcare.

Greutatea totală a pieselor în mişcare este $G_m = 9{,}94$ kgf. Din această greutate se scade greutatea celor doi excentrici:

$$G = G_m - 2\,G_1 = 9{,}94 - 2 \cdot 1{,}69 = 6{,}56 \text{ kgf.}$$

Masa corespunzătoare,

$$m = \frac{G}{g} = \frac{6{,}56}{9{,}81} = 0{,}668 \text{ kgf s}^2/\text{m}.$$

6. Timpul necesar pentru efectuarea unei rotații complete:

$$t_1 = \frac{60}{n_e} = \frac{60}{1\,100} = 54{,}5 \cdot 10^{-3} \text{ s}.$$

7. Cu ajutorul relațiilor (6) putem determina:

— accelerația maximă a pieselor în mișcare:

$$h = \frac{H}{m} = \frac{135}{0{,}668} = 202 \text{ m/s}^2$$

— pulsația proprie a sistemului:

$$p^2 = \frac{c}{m} = \frac{4{,}45 \cdot 10^3}{0{,}668} = 66{,}6\ 10^2 \text{ s}^{-2};\ p = 81{,}6 \text{ s}^{-1}$$

unde $c = 4{,}45 \cdot 10^3$ kgf/m constanta amortizorului.

— constanta h_0:

$$h_0 = -g = -9{,}81 \text{ m/s}^2.$$

8. Variația spațiului y parcurs de pistonul percutor, a vitezei acestuia $\dot{y}$ și a componentei F_v a forței centrifuge, funcție de φ se determină cu relațiile (9), (11) respectiv (2). Valorile lor sînt redate în tabela 1, iar reprezentarea lor grafică în figura 2.

Curba ABCDE reprezintă variația fictivă a spațiului parcurs de pistonul percutor. Această variație corespunde cazului cînd mecanismul percutor se deplasează liber.

La prototipul *CAE*—1, din cauza unei prelucrări necorespunzătoare, în camera *K* nu se realizează o pernă de aer suficient de puternică, de aceea s-a montat un resort avînd constanta de elasticitate $c = 4{,}45 \cdot 10^3$ kgf/m.

Tabela 1

Unghiul φ, radiani	Timpul t 10^{-3} s	Deplasarea pistonului percutor y 10^{-2} m		Viteza pistonului percutor $\dot{y}$, m/s		Componenta F_v a forței centrifuge, kgf
		calculată	efectivă	calculată	efectivă	
$\frac{\pi}{4}$	6,81	0,0578	0,0578	0,4456	0,4456	95,5
$\frac{\pi}{2}$	13,62	0,724	0,724	1,472	1,472	135
$\frac{3\pi}{4}$	20,43	1,979	1,979	2,03	2,03	95,5
π	27,25	3,204	1,979	1,343	1,343	0
$\frac{5\pi}{4}$	34,06	3 434	1,979	—0,833	—0,833	— 95,5
$\frac{3\pi}{2}$	40,87	1,931	0	—3,416	0	—135
$\frac{7\pi}{4}$	47,68	—1,073	0	—5,00	0	— 95,5
2π	54,5	—4,364	0	—4,325	0	0

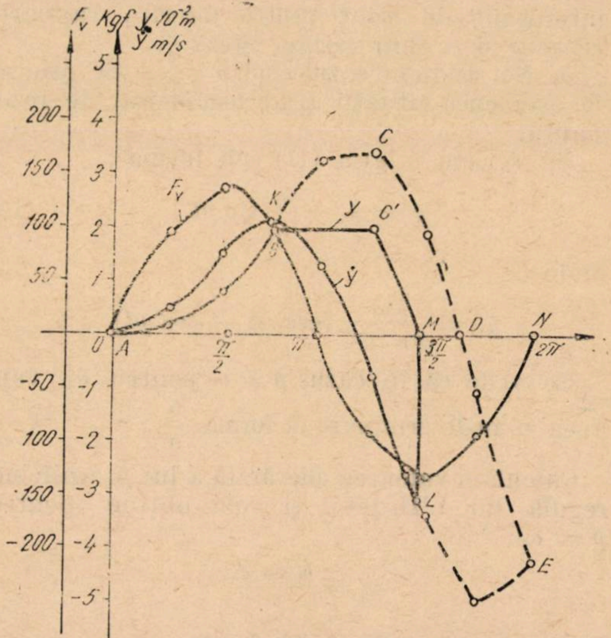


Fig. 2. Variația spațiului y, a vitezei $\dot{y}$ și a componentei F_v a forței centrifuge în funcție de unghiul φ.

Curba *ABC'MN* reprezintă variația deplasării percutorului, ținînd seama de existența acestui resort. De la *A* la *B* resortul se comprimă; pe porțiunea *BC'*, deplasarea percutorului este nulă, deoarece resortul este comprimat la maximum.

Din punctul *C'* resortul începe să se destindă pînă în M, cînd se efectuează percuția asupra piconului. Pe porțiunea *MN* se menține contactul cu piconul, urmînd ca din *N* să înceapă un nou ciclu de funcționare.

Curba *AKLE* reprezintă variația fictivă a vitezei pistonului percutor, corespunzătoare cazului cînd percutorul se deplasează liber. Curba *AKLMN* reprezintă variația reală a vitezei.

În punctul *L*, se produce percuția asupra piconului, viteza se anulează și se menține nulă pînă în *N*, cînd va începe să crească din nou în sens pozitiv. În momentul percuției (punctul *L*) percutorul are viteza $|v_r| = 3{,}1$ m/s.

Componenta F_v a forței centrifuge variază după o sinusoidă.

9. Energia cinetică în momentul percuției se determină cu relația (10) unde $\dot{y} = v_p$

$$E = \frac{m v_p^2}{2} = \frac{0{,}668\ 3{,}1^2}{2} = 3{,}21 \text{ kgf} \cdot \text{m}.$$

Prototipul ciocanului CAE—1 a fost încercat pe standul de la uzinele „Independența"-Sibiu. Redăm mai jos, în mod comparativ, mărimea parametrilor obținuți prin calcul și cei ridicați pe stand.

	Calculat	Determinat
— Lucrul mecanic de percuție, kgf. m	3,21	2,95
— Frecvența loviturilor, lov./min	1 100	1 040

Descriere și funcționare

Subansamblurile componente ale ciocanului de abataj CAE—1 sînt următoarele (fig. 3):
- motorul de acționare;
- arborele flexibil;
- ciocanul propriu-zis.

Pentru acționarea ciocanului se folosește motorul perforatorului rotativ electric PEA—19 D (sau EBR—19 D) avînd reductorul demontat.

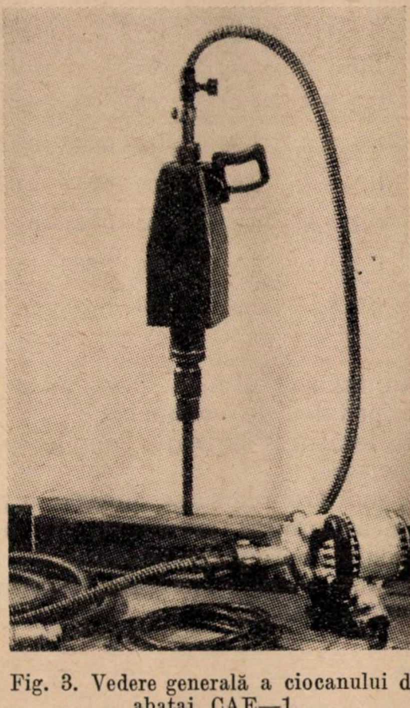


Fig. 3. Vedere generală a ciocanului de abataj CAE—1.

Motorul, fiind de construcție antigrizutoasă, permite folosirea ciocanului și în minele grizutoase.

În timpul lucrului motorul se găsește așezat pe vatră, pornirea și oprirea făcîndu-se cu piciorul, prin apăsarea unei pedale. Arborele flexibil este de construcție simplă și robustă (fig. 4), constînd din două tije (*1*) hexagonale, care se introduc în orificiile hexagonale dispuse la motor, respectiv la ciocan. Aceste tije sînt solidarizate printr-o masă de cupru turnat, cu arborele flexibil propriu-zis (*7*) executat din oțel arc.

În exterior arborele flexibil este prevăzut cu o cămașă de protecție (*6*) din cauciuc cu inserții de pînză prevăzută în interior cu o căptușeală

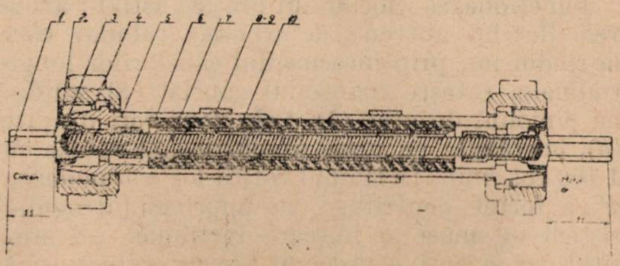


Fig. 4. Arborele flexibil.

(*10*) executată din platbandă de oțel răsucită cu scopul de a preveni uzura peretelui de cauciuc.

Pentru a se permite fixarea la motor, respectiv la ciocan, arborele flexibil este prevăzut cu un dispozitiv format din piulițe cu aripi (*4*), manșoane (*5*) care sînt strînse prin niște brățări de cămașa exterioară de cauciuc.

În varianta executată a arborelui flexibil, cămașa exterioară de cauciuc a fost înlocuită cu un înveliș de metal. Elementele componente ale ciocanului de abataj sînt următoarele (fig. 5):
- carcasa (*1*) a ciocanului executată din aluminiu turnat;
- cilindrul (*2*);
- arborele tubular canelat exterior;
- manșonul (*8*) canelat în interior, care este înșurubat în pinionul conic de atac;
- cele două roți dințate conice (*6*) prevăzute cu cîte o masă excentrică;
- piesa (*5*) prin care se solidarizează cele trei roți dințate conice;
- pistonul percutor (*4*) prevăzut cu caneluri longitudinale, pentru a se preveni rotirea mecanismului de percuție;
- mașonul (*27*) care constituie și rezervorul de lubrifianți;
- piconul (*33*);
- manșonul piconului (*3*);
- mînerul prevăzut cu un amortizor de cauciuc (*13*) pentru a amortiza reculul corpului ciocanului.

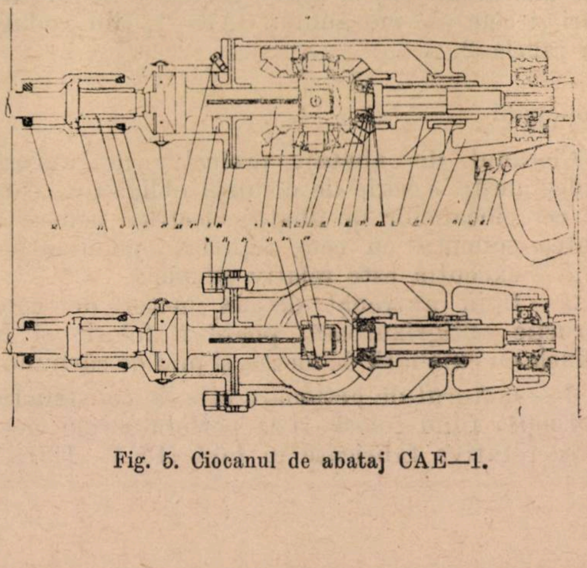


Fig. 5. Ciocanul de abataj CAE—1.

Funcţionarea ciocanului are loc astfel: arborele flexibil antrenează arborele tubular care la rîndul lui, prin intermediul canelurilor longitudinale, roteşte manşonul canelat (*8*) solidar cu pinionul de atac (*7*). Cele două roţi dinţate (*6*), prevăzute cu mase excentrice, se rotesc cu 1 100 rot./min. În timpul rotirii lor componenta F_v a forţei centrifuge va imprima întregului sistem de mase o mişcare rectilinie. La sfîrşitul cursei active pistonul percutor efectuează percuţia asupra cepului piconului.

Energia cinetică a maselor în mişcare la cursa de revenire este preluată de perna de aer care se formează în spatele pistonului (sau de un resort), energie care apoi este redată parţial la cursa activă.

În timpul funcţionării ciocanului, manşonul canelat (*8*) şi pinionul de atac (*7*) execută o mişcare de rototranslaţie alternativă.

Ungerea pistonului şi a cilindrului se realizează cu ajutorul unui dispozitiv care funcţionează pe baza variaţiei de presiune în partea posterioară a cilindrului. Rezervorul de lubrifiant se găseşte amplasat în piesa (*27*). Scurgerea lubrifiantului din rezervor în cilindru, se asigură prin nişte canale sub formă de labirinturi.

În timpul cursei active, pentru a se preveni formarea unei perne de aer în faţa pistonului, cilindrul este prevăzut cu o serie de orificii radiale pentru evacuarea aerului.

Pentru a se prelua cuplul de rotire alternativ, care este creat de componenta F_0 a forţei centrifuge, tija pistonului este prevăzută cu patru caneluri longitudinale care glisează în proeminenţele plăcii (*26*).

Datorită existenţei acestui cuplu de rotire, mecanismul percutant al ciocanului de abataj CAE—1 se poate aplica pentru un ciocan perforator acţionat electric. În acest caz trebuie montat pe tija pistonului un mecanism cu clicheţi care să permită rotirea pistonului respectiv a sfredelului într-un singur sens.

Caracteristicile tehnice ale unor tipuri de ciocane de abataj electrice fabricate în diferite ţări şi cele ale ciocanului CAE—1, sînt redate în tabela 2.

Tabela 2

Caracteristicile tehnice ale unor tipuri de ciocane electrice

Tipul ciocanului	Provenienţa	Lucrul mecanic de percuţie, kgm	Nr. de lovituri pe minut	Puterea de lovire, kW	Puterea absorbită, kW	Greutatea ciocanului kg
Sintron		0,0938	3 000	0,046		4,7 şi 10
Bevi		0,3	6 000			
Moskvitin	U.R.S.S.	0,3	3 000			
K—3	U.R.S.S.	2,25	950	0,35	1,0	15,5
TOM—1	U.R.S.S.	1,27	900		2,0	24,7
Wagner	R.P.U.	2,35	1 400		0,650	9,80
E—900		0,568	1 400		0,476	20,5
ZERT—16	U.R.S.S.	3,5	1 100	0,631	0,9	21
Bosch		1,3	1 500		0,800	27,0
Ajtay	R.P.U.	2,05	565		0,360	16,0
KNS—3	U.R.S.S.	1,09	889		0,400	12,8
OEM—1	U.R.S.S.	1,04	700		0,615	13
OMB—3	U.R.S.S.	1,92	467	0,148	0,34	11,25
EMG—20	U.R.S.S.	3,2	1 100	0,577	0,90	22,01
I—158	U.R.S.S.	2,0	1 100	0,361	0,8	18,0
EMG—10 A	U.R.S.S.	3,5	1 200	0,688	1,2	11,6
CAE—1	R.P.R.	2,95	1 100		1,2	22,0

Concluzii

Ciocanul de abataj, proiectat de autori, îndeplineşte o serie de condiţii obligatorii care se cer ciocanelor de abataj electrice pentru a putea concura cu cele acţionate pneumatic:

1 — execuţia este relativ simplă;

2 — fiind antrenat de un motor de construcţie antigrizutoasă, poate fi folosit şi la minele cu emanaţii de metan şi praf de cărbune;

3 — motorul de acţionare este de construcţie obişnuită fiind folosit şi la perforatoarele electrice rotative fabricate în ţară (PEA—19 D);

4 — manipularea simplă, prin apăsarea cu piciorul a pedalei de comandă;

5 — este înlăturat aproape complet pericolul de electrocutare.

În plus, mai trebuie să se remarce o proprietate a mecanismului percutant, de a putea lucra în regim percutant (ciocane de abataj) sau percutant rotativ (ciocane perforatoare) prin modificări simple.

BIBLIOGRAFIE

[1] * * * *Raţionalizarea aerului comprimat în minerit.* Editura tehnică, Bucureşti, 1962.

[2] Smorgunov, K. N.: *Ciocane electrice.* I.D.T., Bucureşti (litografiat).

[3] Ajtay, Z.: *Unelte manuale percutante cu acţionare electrică utilizate în minerit.* Bányászati Lapok, *12*, 1952, p. 618.

[4] * * * *Gornoe delo.* Enţiklopediceskii spravocinik. Vol. VII, Gosgortehizdat, Moskva, 1959, p. 109.

[5] Davîdov, B. L. şi Skorodumov, B. A.: *Dinamika gornîh maşin.* Gorgortehizdat, Moskva, 1961, p. 223.

[6] Vişoiu, D. I.: *Perforator electrovibrant.* Revista Minelor, nr. 2, 1962.

[7] Terpigorev, A. M. ş.a.: *Gornîe maşinî dlia viemki plastovîh poleznîh iskopaemîh.* Ugletehizdat, Moskva, 1950.

[8] * * * *Gliwice Gornictwo*, nr. 2, 1959, p. 48.

[9] Voroşilin, I. R.: *Mecanizarea exploatărilor miniere.* Editura tehnică, Bucureşti, 1955.

[10] Damasiewicz, M.: *Analiza şi sinteza unor mecanisme ale ciocanului de abataj* Archiwum Gornictwo, vol. II, nr. 3, 1957, p. 113.

Valorificarea minereurilor de fier sărace şi silicioase prin procedeul Krupp=Renn

Ing. *D. TULLIU* şi ing. *I. IACOBAN*

Directivele Congresului al III-lea P.M.R. prevăd lărgirea continuă a bazei de materii prime pentru acoperirea necesităţilor mereu crescînde ale industrializării socialiste a ţării.

În aceste condiţii valorificarea minereurilor de fier sărace începe să capete o importanţă din ce în ce mai mare.

Folosirea directă a acestor minereuri sărace, prin procedeul clasic de furnalizare, este neeconomică şi deci neindicată fără o fază prealabilă de îmbogăţire, deoarece rezultă o mare cantitate de zgură pe tona de fontă, ceea ce implică un consum ridicat de cocs la o productivitate scăzută a furnalelor.

Rentabilitatea utilizării diferitelor încărcături de minereu în furnal este indicată de cifra de scoatere:

$$C_s = \frac{\text{fontă}}{\text{minereu} + \text{calcar}},$$

care este considerată ca satisfăcătoare cînd depăşeşte valoarea de 0,30.

Minereurile a căror cifră de scoatere este nefavorabilă sînt supuse preparării mecanice şi în continuare prelucrării în furnal sau în instalaţii speciale pentru reducere cu gaze reducătoare la fier metalic.

În cazul în care prepararea mecanică prezintă dificultăţi tehnice, datorită în special constituţiei mineralogice a minereului, sau economice, cînd necesită investiţii suplimentare şi determină pierderi mari în steril, se recomandă valorificarea acestor minereuri prin procedee pirometalurgice, în cuptoare rotative tip Renn. Această metodă permite valorificarea minereurilor de fier sărace şi silicioase, al căror indice de bazicitate este cuprins între 0,15 şi 0,30, prin reducerea directă a minereului putînd fi obţinut fier metalic sub formă de lupe cu un conţinut de 88—92% Fe pentru randamente de extracţie cuprinse între 80 şi 95%. În plus, acest procedeu poate utiliza pentru reducere cărbuni inferiori sau cocs mărunt, iar pentru încălzire — praf de cărbune.

Printre ţările în care aplicarea procedeului Krupp-Renn a căpătat o dezvoltare importantă, se menţionează R.S.C. şi R.D.G.

În R.S.C. prelucrarea minereurilor de fier sărace şi silicioase se realizează în instalaţiile de la Mnisek şi Eypovice, unde funcţionează trei cuptoare şi respectiv 10 cuptoare tip Krupp-Renn.

Instalaţiile industriale de la Mnisek şi Eypovice, destinate obţinerii lupelor prin procedeul Krupp-Renn, cuprind mai multe secţii şi anume:

— secţia de primire şi pregătire a materiilor prime;
— secţia de cuptoare;
— secţia de separare a lupelor metalice.

Caracteristicile chimice ale minereurilor prelucrate în aceste instalaţii sînt:

1. Instalaţia de la Mnisek	Fe, %	SiO_2,%
— minereu de Mnisek	26,5	30,6
— minereu de Krivoi — Rog,	41,0	21,8
— praf de furnal	36,0	14,8
— cenuşi de pirită	46,8	11,8
— minereu de Krusna Hora	30,0	26,7
— şamozit de Hrustenice	30,0	26,8

În final, şarja de minereu are următoarele caracteristici: 34% Fe, 22% SiO_2, 8% Al_2O_3, 4% CaO + MgO, 0,4% Mn, 0,1% S şi 1,5% P.

2. Instalaţia de la Eypovice	Fe, %	SiO_2, %
— minereu de Eypovice	25,42	27,30
— minereu de Krivoi — Rog	38,82	30,50
— şamozit	28,37	22,10
— minereu de Medlov	41,28	31,07
— praf de furnal	43,29	10,77
— deşeuri metalurgice	49,60	10,96

În final, şarja de minereu are următoarele caracteristici: 31% Fe, 25% SiO_2, 8—10% Al_2O_3, 4% CaO + MgO, 0,4% Mn, 0,1% S şi 1,4% P.

Cantitatea de cocs folosită în amestec cu minereul la introducerea şarjei în cuptor este de 27—30% şi are o granulaţie sub 10 mm. Această cantitate de combustibil este de fapt un amestec de cocs şi semicocs în proporţie de 60—70% semicocs şi 40—30% cocs.

Pentru încălzirea şarjei din cuptor, în zona de formare a lupelor, se injectează aer şi praf de cărbune de granulaţie 10% refuz pe sita de 4 900 ochiuri/cm².

Minereul, cocsul şi calcarul sînt dozate într-un vagon cîntar în care se face compunerea şarjei şi apoi, prin intermediul unui alimentator cu masă rotativă şi o serie de benzi, şarja este introdusă în cuptor prin conducte metalice care străbat camera de praf a cuptorului.

Caracteristicile tehnico-constructive ale cuptorului rotativ tip Renn sînt următoarele:

— lungimea, 60 m;
— diametrul exterior, 3,6 m;
— diametrul interior, 3,0 m;
— diametrul de evacuare, 1,2 m;
— înclinarea, 2°;
— căptuşeală din cărămizi BRU—13;
— turaţia cuptorului, 0,8—0,9—1,1—1,3—1,5 rot/min;
— puterea motorului de antrenare, 130 kW;
— productivitate, circa 370 t/24 h.

Şarja ajunsă în cuptor, din zona de uscare şi încălzire (unde are loc pierderea umidităţii apei de hidratare şi a unei părţi de CO_2 din carbonaţi) trece în zona de reducere a oxizilor de fier la fier metalic şi apoi pe ultima porţiune a cuptorului unde are loc procesul de formare a lupelor.

Cele trei zone prezentate în schema din figura 1 ocupă, teoretic, următoarele dimensiuni din lungimea cuptorului:

— zona de preîncălzire, circa 20%;
— zona de reducere, circa 60%;
— zona de formare a lupelor, circa 20%.

Atmosfera din cuptorul Renn este oxidantă datorită excesului de aer (circa 1,5 ori faţă de necesar) care se introduce în focarul cuptorului, în încărcătură şi deasupra ei păstrîndu-se totuşi o atmosferă reducătoare datorită prezenţei cocsului şi a oxidului de carbon rezultat din proces.

În privinţa controlului instalaţiei, acesta se realizează astfel:

— cîntărirea minereului intrat în silozurile de compunere a şarjei se face automat cu ajutorul cîntarelor de bandă care fac şi înregistrarea cantităţilor trecute.

— la cuptorul rotativ controlul temperaturii gazelor evacuate se face cu un termocuplu plasat în camera de praf la 1 m de gura cuptorului. Temperatura în această zonă este de circa 500°.

Temperatura în zona de uscare şi încălzire a minereului precum şi în zona de reducere se măsoară tot cu ajutorul termocuplelor care sînt fixate în mantaua rotativă a cuptorului. Temperatura medie la ambele instalaţii, în zona de încălzire, este de circa 450 °C iar în zona de reducere de circa 900 °C.

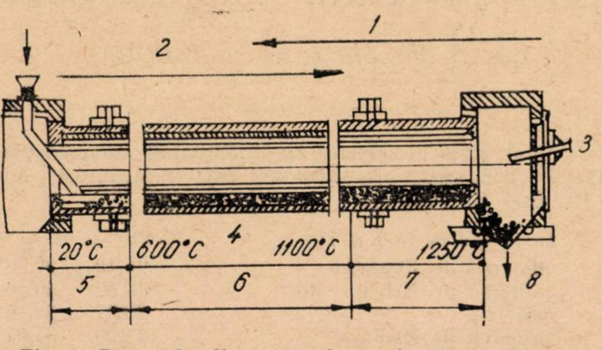


Fig. 1. Procesele din cuptorul rotativ Krupp-Renn:

1 — mersul gazelor; 2 — mersul încărcăturii; 3 — injector pentru suflarea aerului sau a gazelor de încălzire oxidante; 4 — temperatura încărcăturii; 5 — zona de preîncălzire; 6 — zona de reducere; 7 — zona lupelor; 8 — descărcarea lupelor şi a zgurei.

Temperatura în zona de formare a lupelor se măsoară cu pirometrul optic şi este în medie 1 300—1 350 °C.

Controlul presiunilor în camera de praf este necesar să fie verificat, presiunea normală fiind cea de trei atmosfere.

Analiza gazelor evacuate din cuptor se face automat cu ajutorul unui aparat montat în interiorul camerei de praf şi este în medie următoarea:

O_2 = 0,7—1%;
CO = 1—3%;
CO_2 = 14—25%.

Conţinutul mare de CO indică o funcţionare defectuoasă a cuptorului, el fiind periculos prin faptul că poate produce explozii.

Protejarea fierului metalic în zona lupelor se realizează cu ajutorul zgurelor. Totodată în această zonă sînt reduşi, de către excesul de cocs, cea mai mare parte a oxizilor de fier nou formaţi sau care au ajuns pînă aici ca atare. Viscozitatea zgurelor este determinată de compoziţia lor chimică, de temperatura şi modul cum este realizat procesul metalurgic în cuptor. Viscozitatea zonelor (60—80 poise în intervalul 1 230—1 330 °C) în domeniul temperaturilor de lucru în care se formează lupele este necesar să fie astfel realizată încît să permită distribuirea lupelor în zgură (la tona de lupe circa 700 kg zgură). Rezultatele bune au fost obţinute cu zgure avînd următoarea compoziţie chimică:

SiO_2 = 55%;
Al_2O_3 = 17—20%;
CaO = 10%;
MgO = 4%;
MnO = 0,3—1,2%;
P_2O_5 = 0,3—0,5%;
FeO = 4—5%;
S = 0,1—0,25%;
C = 5—8%.

Caracteristic pentru zgurile Renn sînt rapoartele:

$$i = \frac{CaO}{SiO_2} = 0{,}15—0{,}3 \quad \text{şi} \quad \frac{SiO_2}{Al_2O_3} = 2{,}5—3{,}5.$$

Prin prepararea minereurilor sărace şi silicioase prin procedeul Krupp-Renn, pornind de la minereuri cu un conţinut de: 25—35% Fe, 25—30% SiO_2; 0,9—4,4% CaO, pot fi obţinuţi următorii indici finali:

— extracţia în greutate, 25—32%;

— recuperare în fier metalic, 80—95%;

— consum de cocs (20—30% din greutatea minereului), 800—950 kg/tona de lupe;

— consum de cărbuni pentru încălzire (5—7% din greutatea minereului), 250—300 kg/tona de lupe;

— consum total de combustibil, 1 050—1 200 kg/tona de lupe;

— consum de aer raportat la minereu, 480—1 050 Nm^3/zi·t.

Compoziţia chimică a lupelor obţinute variază în următoarele limite:

83—95% Fe;
0,03—0,09% Mn;
0,6—1,8% P;
0,3—1,65% S;
0,4—0,93% C.

Incluziunile de zgură din lupe variază între 4—13%.

În Republica Democrată Germană minereurile silicioase cu conţinut relativ scăzut în Fe sînt, de asemenea, tratate prin metoda Krupp-Renn în cuptoarele rotative de la Max-Hütte. În principiu, metoda folosită este cea clasică şi constă în reducerea fierului din minereurile sărace de la Eisemberger şi Badeleben, la temperaturi relativ joase care nu depăşesc 1 350 °C, agentul reducător fiind carbonul solid care intră în şarja cuptorului precum şi parţial oxidul de carbon format.

Caracteristicile cuptoarelor folosite sînt asemănătoare cu cele R.S.C. cu menţiunea că în afara zidăriei cuptoarelor în zona de preîncălzire, care este constituită din cărămidă de şamotă cu caracter acid, în zona de topire zidăria este confecţionată din porţelan.

Caracteristicile chimice ale minereurilor prelucrate în instalaţia de la Max-Hütte, precum şi componenţa şarjei, sînt date în tabela 1.

Tabela 1

1 Componenţa şarjei	2 Repartizarea în greutate, %	3 Conţinutul în elemente, %						
		Fe	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	P	S
4 Minereu de Eisemberger	31,4	32,8	23,7	10,4	2,15	1,2	0,65	0,06
5 Minereu de Badeleben	4,7	22,1	34,9	6,9	1,8	1,8	0,27	0,16
6 Cenuşi de pirită	12,6	44,1	10,3	3,0	1,15	0,9	0,09	2,16
7 Calcare de Kamsdorpf	2,4	4,5	2,1	0,9	29,2	12,4	0,03	0,17
8 Zgure de cărbune brun	3,9	18,9	14,7	4,7	13,7	2,8	0,03	1,78
9 Mîl roşu de bauxită	3,9	18,9	10,0	21,4	1,6	0,9	0,07	0,19
10 Retur (concentrat)	6,3	58,8	15,4	6,3	1,9	1,6	0,95	1,53
11 Praf de la cuptoarele Renn	1,7	25,6	13,9	6,3	4,1	1,6	0,26	1,26
12 Cocs	26,5	4,25					0,08	1,28
13 Praf de cărbune	6,6	0,4					0,01	3,73
14 Praf de gaz		24,8					0,43	1,93

Din examinarea tabelei 1 rezultă că minereurile principale de Eisemberger şi Badeleben, care intră în componenţa şarjei cu o pondere de 37%, au un conţinut mediu în Fe de 31—32% şi un indice de bazicitate $\frac{CaO+MgO}{SiO_2+Al_2O_3}$ de 0,095 şi de 0,16 pentru amestecul general.

Granulaţia minereurilor brute este sub 10 mm, clasa 10—5 mm reprezentînd, ca extracţie în greutate, 30—35%, iar clasa 5—3 mm reprezentînd 35—40%.

Cocsul folosit în şarje, în proporţie de 26—27% şi avînd o granulaţie sub 10 mm, prezintă caracteristicile de bază redate în tabela 2, iar praful de cărbune care intră în componenţa şarjei, cu o pondere de 7%, are o granulaţie de 62% sub 0,074 mm şi prezintă caracteristicile chimice redate în tabela 3.

În urma operaţiei de reducere directă în cuptoarele rotative, rezultă următoarele produse ale preparării:

— lupe, avînd caracteristicile chimice: 83,6% Fe, 0,1% Mn, 1,0% P, 2,12% S, 5,9% SiO_2, 2,8% Al_2O_3, 0,5% CaO, 0,8% MgO, 0,6% C. Granulometria lupelor este de 6% peste 10 mm, 81% între 10 şi 1 mm şi 13% sub 1 mm;

— concentrate (retur) avînd caracteristicile chimice: 68% Fe, 0,1% Mn, 0,96% P, 1,96% S, 11,0% SiO_2 5,1% Al_2O_3, 0,5% CaO, 1,0% MgO, 5,4% C;

Tabela 2

Analiza chimică elementară		Analiza de cenuşă	
elemente	%	elemente	%
H_2O	18,3	Fe_2O_3	26,6
Cenuşe	22,8	Mn	0,5
C	56,1	P	0,34
H_2	0,75	SiO_2	35,9
S	0,54	Al_2O_3	16,5
O	0,59	CaO	8,2
N	0,93	MgO	2,6
		S	3,24

— zgure, avînd caracteristicile chimice: 5,8% Fe, 0,4% Mn, 0,15% P, 0,43% S, 45,9% SiO_2, 19,0% Al_2O_3, 8,1% CaO, 3,5% MgO, 8,9% C. Indicele de bazicitate al zgurei obţinute $\frac{CaO+MgO}{SiO_2+Al_2O_3}$ este de 0,15, raportul $\frac{CaO+MgO}{SiO_2}$ are valoarea 0,2 iar raportul $\frac{CaO}{SiO_2}$ are valoarea 0,18;

— gaze evacuate avînd următoarele caracteristici: 21,2% CO_2, 5,1% CO, 0,2% O_2, 1,3% H_2, 0,2% CH_4, 72% N. Gazele evacuate de la cuptor sînt trimise pentru desprăfuire într-o instalaţie de tipul celei arătate în schema din figura 2. Praful recuperat în cicloane are un conţinut de 25% Fe şi 14% SiO_2.

Tabela 3

Analiza chimică elementară		Analiza de cenuşă	
elemente	%	elemente	%
H_2O	18,9	Fe_2O_3	3,8
Cenuşă	14,3	Mn	0,14
C	48,6	P	0,04
H_2	3,74	SiO_2	40,7
S	1,11	Al_2O_3	7,4
O	12,57	CaO	22,1
N	0,80	MgO	2,7
		S	18,38

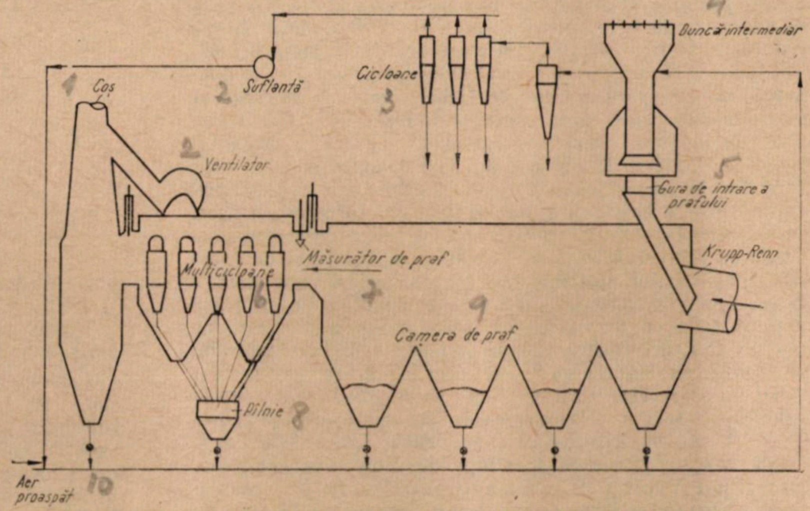


Fig. 2. Schema instalaţiei de desprăfuire la cuptoarele Krupp-Renn.

În privinţa bilanţului termic şi a bilanţului de produse obţinute în urma reducerii directe a minereurilor sărace în cuptoarele rotative de la Max-Hütte, acestea sînt concretizate în diagramele din figurile 3 şi 4.

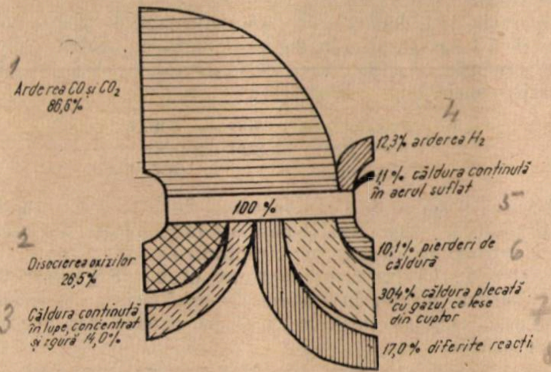


Fig. 3. Diagrama bilanţului termic al cuptoarelor Krupp-Renn.

În general, la tratarea minereurilor silicioase cu conţinut redus în Fe, în cuptorul Renn se produc următoarele fenomene de transformare a şarjei în lupe şi zgură.

Minereul intră în cuptor în zona de uscare şi preîncălzire care are o temperatură pînă la 600 °C, zonă în care începe

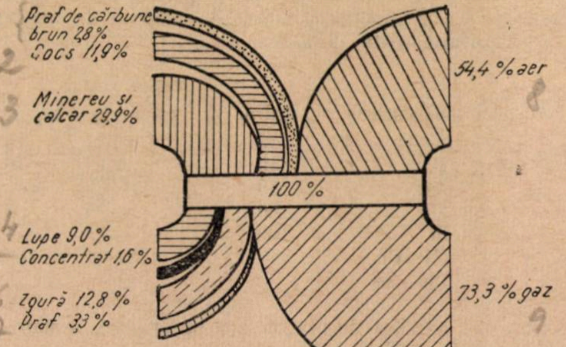


Fig. 4. Diagrama bilanţului produselor de la cuptorul Krupp-Renn.

descompunerea carbonaţilor. În continuare el trece în zona de reducere, la o temperatură de 600—900 °C, unde începe reducerea la fier metalic, din stare solidă în stare lichidă. Tot în această zonă se formează şi zgura primară cu componentul ei principal fayalitul ($2FeOSiO_2$) care are un conţinut foarte mic de calcar şi un conţinut de circa 20% FeO. Datorită conţinutului scăzut de calciu al zgurei la începutul zonei de reducere la fier metalic se formează obişnuit urşii care duc la întreruperea aproape săptămînală a activităţii cuptorului. În baia cuptorului, în zona de formare a lupelor, şarja intră în contact cu CaO rezultat din descompunerea CO_3Ca la temperatura de 800—900 °C. Zgura formată, datorită conţinutului crescînd de CaO, îşi micşorează viscozitatea, motiv pentru care în această zonă nu se formează urşi. În baia cuptorului se formează şi lupele din particule mici de fier, dimensiunea lor la mersul normal al cuptorului nu trebuie să depăşească 25—30 mm iar zgura este necesar să aibe o atare viscozitate încît să antreneze în afara cuptorului lupele formate. Dacă temperatura creşte peste 1 350 — 1 400 °C, sau bazicitatea şarjei se ridică, zgura devine prea fluidă, are loc formarea unor lupe de dimensiuni mari care nu mai pot fi antrenate în afara cuptorului, fierul se acumulează pe fundul băii fapt ce duce la o uzură rapidă a căptuşelii cuptorului în această zonă.

Deoarece formarea urşilor de dimensiuni mari periclitează buna funcţionare a cuptorului Krupp-Renn, se duce o intensă muncă pentru reglarea temperaturilor astfel încît viteza de formare a urşilor să fie cît mai mică posibil. Pentru îndepărtarea urşilor (topirea lor) se fac modificări în compoziţia şarjei cuptorului.

Operaţia de îndepărtare a urşilor durează 6—20 ore media fiind de 16 ore. În primele două ore se face încălzirea cuptorului oprindu-se alimentarea cu material, apoi se introduce o şarjă specială cu compoziţia:

cocs negru	400 — 700 kg;
cocs brun	1 900—2 000 kg;
şamozit	800 kg.

Această şarjă se dă timp de 4 ore de cîte trei ori pe oră. Se alimentează apoi cu şarjă normală la jumătate din capacitatea cuptorului circa 3 ore începîndu-se cu un conţinut de 3% calcar şi ridicînd acest conţinut pînă la 8% calcar. Cînd temperatura gazelor în camera de praf atinge 550—600 °C se alimentează cu şarjă normală la capacitatea nominală a cuptorului.

O altă avarie este depunerea de fier metalic la gura cuptorului care obturează gura de evacuare a cuptorului favorizînd formarea de lupe de dimensiuni mari. Pentru tăierea depunerilor de fier metalic de la gura cuptorului se reduce aerul principal scurtîndu-se flacăra şi încălzind astfel gura cuptorului; în continuare se face tăierea cu oxigen, cuptorul rotindu-se cu 1 rot/45 min pentru a nu se deforma.

În cuptor, ca urmare a reacţiilor ce iau naştere, au loc în încărcătură transformări fizico-chimice, în urma cărora oxizii, în funcţie de tensiunea lor de disociere, dau elemente care se repartizează în metal, zgură sau gaze. Repartizarea procentuală în zgură, gaze şi lupe a principalelor elemente introduse cu şarjă, conform indicaţiilor oferite de literatura de specialitate, este următoarea:

100% în încărcătură	repartizarea în zgură, %	gaze, %	lupe, %
S	15	60	25
P	10	20	70
As	10	20—30	60—70
Mn	80	—	20
Si	100	—	—
Ni—Cu	—	—	100
Pb—Zn	—	100	

Reducerea oxizilor de fier se face în ordinea următoare: $Fe_2O_3 \rightarrow Fe_3O_4 \rightarrow FeO \rightarrow Fe$.

Procesul metalurgic de reducere a oxizilor de fier, datorită condiţiilor specifice din cuptorul Renn, se desfăşoară pe baza reducerii directe cu carbonul din cocs, în domeniul temperaturilor de peste 700 °C.

Reacţiile de reducere care au loc sînt următoarele:

$$\begin{array}{llll}
I. & 3Fe_2O_3+CO & =2Fe_3O_4+CO_2 & +\ 15\,050\ \mathrm{kcal} \\
 & CO_2+C & =2CO & -\ 39\,890\ \mathrm{kcal} \\
\hline
 & 3Fe_2O_3+C & =2Fe_3O_4+CO & -\ 24\,840\ \mathrm{kcal} \\
II. & Fe_3O_4+CO & =3FeO+CO_2 & -\ 5\,350\ \mathrm{kcal} \\
 & CO_2+C & =2CO & -\ 39\,890\ \mathrm{kcal} \\
\hline
 & Fe_3O_4+C & =3FeO+CO & -\ 45\,240\ \mathrm{kcal} \\
III. & FeO+CO & =Fe+Co_2 & +\ 3\,150\ \mathrm{kcal} \\
 & CO_2+C & =2CO & -\ 39\,890\ \mathrm{kcal} \\
\hline
 & FeO+C & =Fe+CO & -\ 36\,740\ \mathrm{kcal}
\end{array}$$

După cum se vede reacţiile sînt endoterme, au loc cu consum de căldură.

Principalii oxizi care intră în compoziţia zgurei ca: SiO_2, CaO, Al_2O_3, MgO, luaţi izolat, au temperaturi de topire înalte; prin topirea lor împreună, în anumite raporturi, dau însă sisteme cu puncte de topire mai coborîte. Ei au rolul de a asigura zgurei proprietăţile fizice şi chimice necesare mersului normal al procesului. Compoziţia chimică a zgurei, în regimul termic al cuptorului Renn, conferă acesteia o anumită viscozitate necesară pentru antrenarea lupelor.

Obţinerea lupelor prin procedeul Krupp-Renn este urmată de o serie de operaţii cu importanţă majoră. Din cuptorul Renn materialul topit, care conţine în masa lui lupele formate în ultima zonă, cade pe o bandă metalică cu plăci pe care se face răcirea prin stropire puternică cu apă. Apa pentru răcire se mai injectează şi asupra materialului topit, la ieşirea din cuptor. La instalaţiile de la Mnisek şi Eypovice benzile metalice transportă amestecul de zgură şi lupe în gropi de răcire căptuşite cu blindaje de oţel. De aici, materialul este scos cu ajutorul unor graifăre şi depozitat pe o platformă de răcire, situată în imediata vecinătate a acestor gropi, continuîndu-se procesul de răcire în aer liber. De pe această platformă, materialul răcit pînă la circa 100 °C este transportat cu ajutorul graifărelor în silozurile de alimentare a morilor cu bile şi de aici, prin intermediul alimentatoarelor sanie, în morile cu bile. La instalaţia de la Eypovice clasarea materialului şi separarea magnetică se face pe şase linii, fiecare linie avînd cîte o sită oscilantă cu două pînze (8 şi 3,5 mm) şi cîte două trepte de separare magnetică.

Prin clasarea materialului pe sita oscilantă se separă următoarele clase:

+ 8 mm; 8—3,5 mm; —3,5 mm.

Clasa + 8 mm, fiind formată exclusiv din lupe, se insilozează ca atare formînd lupele de categorie superioară (categoria A).

Clasa 8—3,5 mm este condusă la un separator magnetic cu un tambur obţinîndu-se un steril final iar concentratul (respectiv lupele) se retractează într-un separator magnetic cu doi tamburi, obţinîndu-se astfel lupele care formează categoria B. Sterilul treptei a doua, în funcţie de conţinutul de fier, se trece fie în concentratul de fier, fie în steril.

Clasa 3,5—0 mm se tratează într-un separator magnetic cu un tambur, obţinîndu-se un steril final iar concentratul este condus în treapta a doua de separare, la un separator magnetic cu doi tamburi. Concentratul este trecut pe o sită de 1 mm obţinîndu-se două produse: lupe de categoria C în refuz şi concentrat de fier în trecere. Sterilul obţinut în treapta a doua de separare este amestecat cu sterilul obţinut în prima treaptă de separare magnetică.

Avantajele prezentate de prelucrarea prin procedeul Krupp-Renn impun studierea cu atenţie a acestei metode, în special în ţările care dispun de rezerve de minereuri sărace şi silicioase. Astfel:

— pot fi preparate minereuri de fier sărace cu indice de bazicitate pînă la 0,2—0,3 a căror prelucrare în furnal necesită adaosuri importante pentru ridicarea bazicităţii la cifra respectivă (economie importantă se realizează la diferenţa de cocs necesar pentru pregătirea cantităţii de zgură necesare);

— procedeul nu necesită consum de cocs metalurgic;

— randamentele obținute au valori superioare (circa 90%);

— lupele cu un conținut scăzut de sulf pot constitui un material eficient pentru elaborarea oțelurilor în cuptoarele electrice sau Siemens-Martin;

— lupele cu conținut ridicat de sulf, prin retopire în furnal, formează un produs foarte bogat în fier care necesită consumuri de circa 300 kg cocs metalurgic/tonă. În încărcătura furnalului pot fi utilizate pînă la 50% lupe pe tona de fontă;

— prețul de cost al fontei obținute din lupe este mai scăzut decît cel al fontei obținute în furnal din același minereu din care au fost obținute lupele;

— poate fi folosit minereul foarte mărunt și chiar praful de furnal;

— prin procedeul Krupp-Renn pot fi prelucrate în bune condițiuni minereurile cu nichel.

Dificultățile tehnico-economice ce apar în conducerea procedeului Krupp-Renn fac ca acesta să nu fie considerat total satisfăcător, perfecționarea sa fiind una din problemele de cercetare cele mai necesare. Îmbunătățiri substanțiale pot fi aduse prin:

— reducerea prețului de cost al producției, îmbunătățirea indicilor de utilizare a cuptoarelor și mărirea productivității lor;

— scăderea consumului de reducător prin limitarea granulației sale la maximum 3 mm;

— micșorarea cantității de combustibil de încălzire prin folosirea aerului preîncălzit, recuperînd din căldura gazelor arse sau îmbogățind aerul cu oxigen;

— preîncălzirea încărcăturii;

— utilizarea tobelor de răcire a zgurei în locul benzilor de răcire;

— mărirea durabilității căptușelii refractare în special în zona de formare a lupelor;

— micșorarea conținutului de sulf în lupe pentru crearea posibilității folosirii directe pentru elaborarea oțelurilor.

Încercările de preparare mecanică efectuate pe minereul de fier din regiunea Munții Căliman au arătat că acest minereu, care are un conținut de 26—28% Fe și 50—52% SiO_2, nu poate fi valorificat prin procedeele cunoscute de preparare.

Cercetările efectuate la scară de laborator și pilot în cadrul ICEMIN și ICEM au arătat că singura cale de valorificare a acestui zăcămînt o oferă combinarea metodelor mecanice de preparare cu cele pirometalurgice. Astfel se prevede ca tehnologie optimă preconcentrarea minereului în suspensii grele pînă la un conținut de 30—32% Fe și tratarea preconcentratului prin procedeul Krupp-Renn.

Complexitatea sarcinilor ce stau în fața industriei miniere și metalurgice din țara noastră impun cercetarea tuturor metodelor care să asigure valorificarea minereurilor sărace de fier din țară. Procedeul de preparare prin metoda Krupp-Renn prezintă o serie de rezultate importante a căror aplicare în condițiile existente în țară, ar putea duce la obținerea economică a materiei prime necesare furnalelor, sau direct pentru oțelării.

BIBLIOGRAFIE

[1] Weidermann, H.: *Procesele fizico-chimice la obținerea fierului în cuptoare rotative tubulare.* Probleme de metalurgie actuală, 1955.

[2] Lender, F. și Weidermann, H.: *Instalația de cuptoare rotative de la Max-Hütte VEB.* Neue Hütte nr. 5, 1956.

[3] Meyer, A.: *Teoria procesului Renn.* Rudy nr. 10 și 12, 1957; nr. 7, 1959.

[4] Küntsher, W. și Schleier, I.: *Prelucrarea minereurilor silicioase în cuptoare rotative Renn.* Stal nr. 5, 1957.

[5] Scheier, I.: *Cercetări asupra viscozității în sistemul* $CaO—SiO_2—Al_2O_3$ *și aplicarea lor la zgurele de la procedeul Renn.* Neue Hütte nr. 5, 1958.

[6] * * * *Metode de producere a fierului în lupe în cuptoare rotative.* Stal nr. 11, 1959.

[7] Epron, P.: *Oțel fără cocs.* Revue de Metallurgie nr. 1, 1959.

[8] Linder, F.: *Procedeul Krupp-Renn în R.S.C.* Journal of Metals nr. 8, 1956.

* * *

Informații

Centre de studii și cercetări pentru prepararea minereurilor din Franța

Ing. *M. GURAN*

În cadrul vizitelor de studii și documentare organizate pentru membrii participanți la cel de-al VI-lea Congres internațional pentru prepararea minereurilor, care s-a ținut la Cannes (26 mai—2 iunie 1963), pe ruta turneului „FR" (Franța—Centre de Studii și Cercetări) condus de directorul tehnic ing M. Masson, s-au vizitat următoarele centre și institute de cercetări din Franța:

1. SOGREAH — Societe Grenobloise d'Etudes et d'Aplications Hidrauliques — GRENOBLE.
2. IRSID — Institut de Recherches de la Siderurgie — SAINT-GERMAIN—EN-LAYE.
3. CERPHOS — Centre d'Etudes et de Recherches de Phosphates — PARIS.
4. MINERAIS ET METAUX — Societe Anonyme d'Etudes et de Recherches des Minerais et Metaux — PARIS.

SOGREAH *(Societatea din Grenoble pentru studii și aplicații hidraulice).*

Sogreah are sediul în orașul Grenoble și dispune de o importantă bază materială pentru cercetări și aplicații hidraulice în fază laborator, pilot și semiindustrială. Pe baza cercetărilor efectuate în cadrul acestei instituţii se întocmesc studii de proiectare, care includ cele două faze corespunzătoare cu STE şi PA.

Personalul calificat pentru cercetare constituie un sfert din totalul personalului acestei instituţii care la 1 ianuarie 1963 a ajuns la circa 1000 persoane. Peste o treime din totalul personalului este format din muncitorii atelierelor în care se execută prototipurile şi în care se amenajează fluxurile tehnologice din instalaţiile pilot şi semiindustriale existente.

Din punct de vedere organizatoric, această societate efectuează cercetări şi studii în următoarele domenii:

— construcţii de maşini hidraulice ;
— probleme portuare ;
— probleme de irigaţii şi agricultură ;
— probleme de energie atomică ;
— probleme chimice ;
— probleme de tehnologia materialelor.

În cadrul ultimului domeniu, profilat de probleme de clasare, concentrare şi transport al substanţelor minerale utile, lucrează specialişti din domeniul hidraulic şi din domeniul preparării.

Acest sector dispune de o suprafaţă de 3 600 m^2 pentru birouri de studii şi laboratoare şi de numeroase platforme pentru încercări in fază pilot şi semiindustrială. Atelierele pentru construirea prototipurilor sînt comune şi celorlalte sectoare.

Staţiile pilot sau instalaţiile nou concepute, în urma cercetărilor documentare şi de laborator, sînt utilate cu aparatura necesară, aşa încît o dată cu încercările se pot obţine parametrii necesari proiectării.

Capacitatea maximă a platformei folosite pentru încercările de transport (nisip, tulbureli de minereuri măcinate, ciment, cărbuni etc.) în material solid este de 150 t/h.

Pentru încercările de clasare şi concentrare sînt posibilităţi de variaţie a capacităţii instalaţiilor de la 20 la 50 kg/h.

În cazul unor probleme speciale, sectorul dispune de materiale şi spaţiu pentru construirea de staţii pilot pentru încercarea unor metode şi fluxuri noi, diferite de cele clasice.

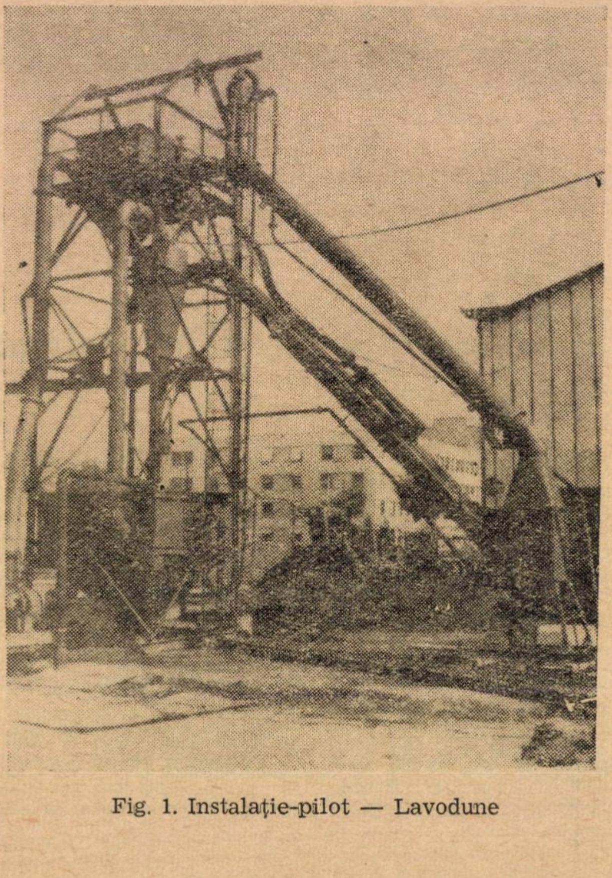


Fig. 1. Instalaţie-pilot — Lavodune

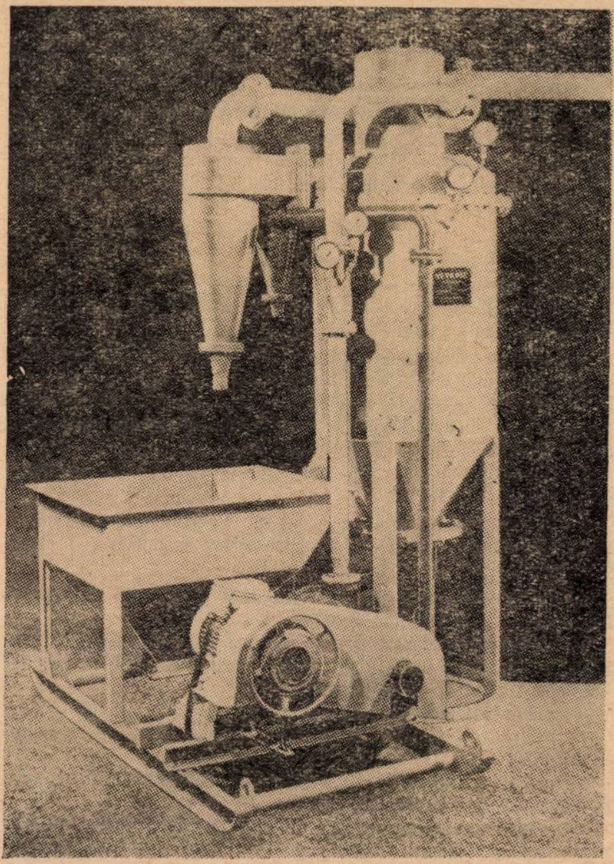


Fig. 2. Instalaţie-pilot conică cu hidrociclon — Lavodune.

Acest sector are, de asemenea, un laborator de analize mineralogice, fizice şi chimice.

Numeroasele studii întreprinse de acest sector în domeniul de transport hidraulic şi decantare a materialului solid au permis cercetătorilor să pună în evidenţă şi să stabilească parametrii de bază pentru procedee noi de preparare a minereurilor. Astfel, SOGREAH a construit şi experimentat cu rezultate bune două tipuri de clasoare hidraulice :

— tipul LAVODUNE (fig. 1 şi 2) pentru granulometrii peste 0,5 mm ;
— tipul LAVOFLUX (fig. 3) pentru granulometrii sub 0,5 mm.

Principiul de funcţionare şi rezultatele experimentale pentru cele două clasoare au fost prezentate la Congresul de la Cannes într-o comunicare.

IRSID *(Institut de cercetări siderurgice)*

Minereurile de fier din Lorena (minetele) constituie una din principalele bogăţii naturale ale Franţei şi ca urmare, industria siderurgică reprezintă un sector cheie în dezvoltarea celorlalte ramuri.

Pentru valorificarea minereurilor de fier din Lorena, la nivelul tehnicii mondiale, s-a creat, prin decizia Comitetului organizaţiei siderurgice, institutul de cercetări IRSID în anul 1946.

Acest institut este finanţat printr-o cotă din vînzarea produselor siderurgice.

Începînd din anul 1947, IRSID şi-a dezvoltat baza materială prin construirea la Saint-Germanin-en-Laye, în apropiere de Paris, a unor laboratoare înzestrate cu aparatură şi utilaje moderne, care au fost inaugurate în 1952.

Incinta institutului ocupă o suprafaţă de 13 000 m^2.

Datorită cerinţelor din ce în ce mai mari pe care le ridică industria siderurgică, IRSID a creat în 1955

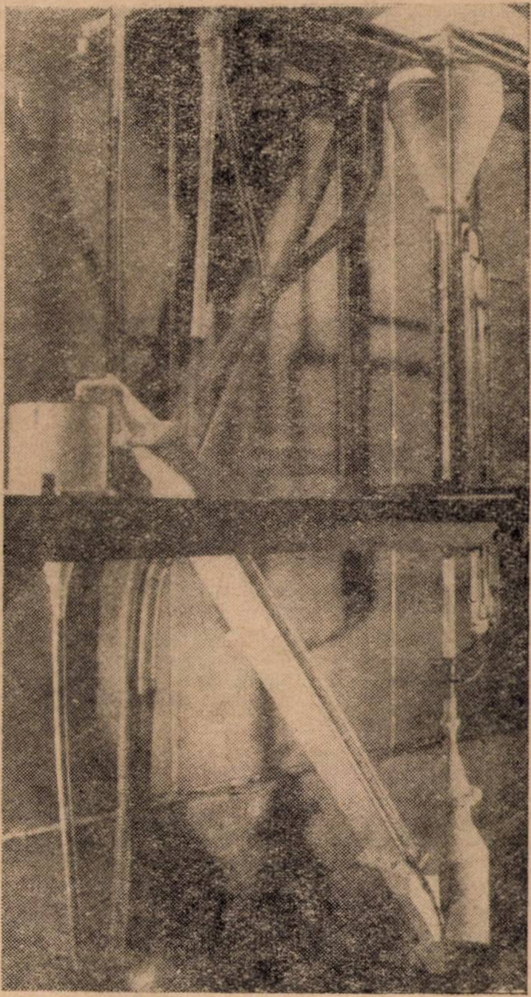


Fig. 3. Instalaţie-pilot — Lavoflux.

o importantă bază cu staţii pilot la Maizieres-les-Metz din bazinul Lorena (aproximativ 350 km est de Paris).

Pentru documentare, IRSID lucrează în strînsă colaborare cu Centrul pentru documentare siderurgică din Paris.

Domeniile principale de activitate, atît din punctul de vedere al cercetărilor fundamentale cît şi al celor cu caracter aplicativ, sînt următoarele :

— prepararea minereurilor de fier din bazinul Lorena ;

— elaborarea şi reducerea consumului de cocs ;

— elaborarea şi utilizarea fontei Thomes ;

— elaborarea şi utilizarea produselor finite — oţel şi laminate ;

— perfecţionarea proceselor tehnologice şi a aparaturii de control.

IRSID este administrat de un consiliu administrativ compus din 12 membri şi un preşedinte, care stabilesc şi orientarea generală a activităţii institutului.

Un comitet tehnico-ştiinţific, compus din specialişti în cercetare şi din industrie, fixează programul de cercetare în cadrul orientărilor trasate de Consiliul administrativ şi în funcţie de evoluţia lucrărilor în curs.

O comisie ştiinţifică, compusă din specialişti, în cea mai mare parte profesori universitari din toate domeniile de activitate ale IRSID-ului, îndrumă şi orientează cercetările, asistă la omologarea studiilor şi conduc activitatea ştiinţifică a cercetătorilor candidaţi pentru obţinerea titlurilor ştiinţifice.

Prin legăturile sale cu laboratoarele exterioare de pe lîngă universităţi şi şcoli superioare, IRSID-ul centralizează activitatea ştiinţifică de cercetare în domeniul siderurgic din toată Franţa.

Laboratoarele şi staţiile pilot proprii sînt dotate cu utilaje şi aparatură, care în mare parte sînt originale şi construite de IRSID în cadrul serviciilor generale, în laboratoarele de cercetări ale acestor servicii (electronică, mecanică fină, radiometrie etc.).

În figurile 4 şi 5 sînt prezentate instalaţiile cu aparatură modernă de analize minerologice, cristalografice de structură etc.

În ceea ce priveşte cadrele de cercetare, raportul cercetători cu pregătire superioară faţă de tehnicieni şi muncitori este aproximativ 1 : 3.

Pentru introducerea tehnicii noi sînt formate servicii speciale.

Staţiile-pilot ale IRSID-ului din Maizieres-les-Metz sînt instalate pe un teren al institutului în suprafaţă de 11,4 ha.

Avantajul amplasării lor în acest loc constă în aceea că pe de o parte se găsesc în centrul bazinului Lorena şi pe de altă parte localitatea este aşezată în apropierea unui mare oraş, Metz, centru ştiinţific şi industrial.

În afara acestor staţii pilot, IRSID participă în colaborare cu alte organizaţii franceze sau străine, la întreţinerea şi exploatarea a încă trei staţii pilot :

— staţia pilot din Marienau (Asociaţia pentru studiul cocsificării cărbunilor din Lorena) ;

— staţia-pilot Ijmuiden (Fundaţia de cercetări internaţionale pentru arderi) ;

— staţia pilot din Cugrée (Comitetul internaţional de cercetări pentru furnale cu cuvă joasă).

Sectorul de minereuri, cocs şi fontă, cu laboratorul de mineralogie şi staţiile-pilot este condus de prof. P. Emery, autor a numeroase lucrări originale din domeniul preparării şi pregătirii minereurilor de fier pentru furnal.

Secţiile de minereuri de fier se ocupă cu următoarele probleme principale :

— studii sistematice de geneză şi mineralogie a zăcămintelor de fier din bazinul Lorena, în vederea exploatării raţionale a diverselor strate şi tipuri (mai sărace sau mai bogate) în ansamblu ;

— studii mineralogice şi cercetări informative de preparare a minereurilor de fier din bazinul Lorena ;

— studii sistematice de geneză şi cercetări informative de preparare pentru alte zăcăminte de minereuri de fier din Franţa sau din străinătate ;

— studii de eşantionare şi de sfărîmare a minereurilor de fier ;

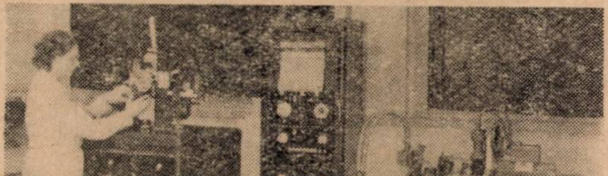


Fig. 4. Laboratorul de radiocristalografie.

Fig. 5. Microanalizator cu sondă electronică.

— studii de procedee care pot fi utilizate industrial pentru prepararea minereurilor de fier prin : flotație, separare gravimetrică, prăjire magnetizantă și separare magnetică, separare magnetică în cîmp puternic, procedee combinate etc. ;

— studii și cercetări pentru perfecționarea utilajului de preparare existent și pentru elaborarea unor utilaje noi originale ;

— studii asupra mecanismului de aglomerare prin sinterizare ;

— studii de aglomerare și elaborarea unor perfecționări posibile ;

— studii de reducere directă a minereurilor de fier.

Dintre brevetele principale acordate IRSID-ului la studiile, cercetările și experimentările din cadrul sectorului minereuri se numără :

— brevetul nr. PV—704077, pentru îndepărtarea fosforului din minereurile de fier și mangan prin flotație ;

— brevetul nr. PV—703460 și nr. PB—1.112.557, pentru îndepărtarea arseniului din minereurile de fier și mangan prin procedeul flotației.

Alte cereri de brevetare sînt anunțate pentru :

— separator magnetic umed în cîmp puternic ;

— moară pentru măcinare ultrafină sub vid ;

— separator magnetic sub vid.

Realizări importante

În urma cercetărilor efectuate în cadrul sectorului de minereuri au fost puse la punct diverse procedee de preparare a minereurilor de fier din bazinul Lorena.

Dintre cele mai importante cercetări se menționează :

a. Studii de preparare a hematitelor oolitice din bazinul Lorena, printr-un flux uscat — fără prăjire magnetizantă (acestui procedeu i s-a acordat o atenție deosebită întrucît în regiunea acestor zăcăminte, posibilitatea alimentării cu apă a uzinelor de preparare este redusă).

b. Studii de îmbogățire a minereurilor din Lorena prin prăjire magnetizantă și separare magnetică în cîmpuri joase. În cadrul acestor cercetări s-a acordat o atenție deosebită procesului de prăjire magnetizantă și mai ales obținerea prin acest procedeu a unor indici economici acceptabili.

c. Studii de îmbogățire a minereurilor din Lorena prin procedeul flotației.

Aceste ultime studii privesc realizarea unui flux combinat : separare hidrografică (jgheaburi elicoidale) cu flotația sau cu separarea magnetică umedă în cîmp puternic.

În prezent se efectuează studii tehnico-economice pentru stabilirea fluxului tehnologic cel mai corespunzător.

Lucrările efectuate pentru prepararea minereurilor din Lorena, aplicînd unul din cele trei procedee indicate, au fost prezentate detaliat la congres în referatele :

— „Etude de l'autobroyage des minerais de fer lorrains en vue de leur enrichissement par separation magnetique“, M. Pasquet et G. Joco.

— „Etude de l'enrichissement de certains minerais de fer lorrains par grillage magnetisant“, M. Boucraut, R. Koskas et J. Michard.

— „Enrichissement de certains minerais de fer lorrains par flottation de la gangue siliceuse“, M. Durand, F. Gauthier et R. Guyot.

CERPHOS *(Centrul de studii și cercetări pentru fosfați)*

Centrul de studii și cercetări pentru fosfați cu sediul în Paris este o societate anonimă ai cărei beneficiari sînt marii producători de fosfați din Africa de nord și Africa occidentală. Printre cele mai importante societăți, pentru care CERPHOS efectuează studii și cercetări, se numără :

— Oficiul central de fosfați ;

— Compania de fosfați a căilor ferate din Gafsa ;

— Compania togoleză de mine din Benin ;

— Compania senegaleză de fosfați din Taiba ;

— Compania de fosfați din Constantine ;

— Societatea de fosfați din Djebel-Onk ;

— Compania nouă de fosfați din Djebel-MDilla ;

— Societatea tunisiană pentru exploatarea fosfaților.

Activitatea de bază a CERPHOS este de a întocmi studii și cercetări în cea mai mare parte cu caracter aplicativ în domeniile :

— prospecțiuni și explorări geologice ;

— valorificarea economică a zăcămintelor de fosfați prin prepararea mecanică ;

— proiectarea instalațiilor de preparare.

Institutul cuprinde două sectoare :

A. **Sectorul de cercetări**

— laborator de minerologie și petrografie ;

— laborator (grupă) de geologie pentru prospecțiuni și studii de zăcăminte ;

— secția de preparare a fosfaților cu laboratorul de preparare și stațiile pilot (fixe și mobile) ;

— laboratorul de chimie analitică ;

— laboratorul pentru studii de fabricare a produselor fosfatice ;

— laborator de chimie-fizică (studii pentru stabilirea structurii fosfaților) ;

— consiliu pentru diverse omologări și litigii ;

— grupă pentru recrutarea și formarea cadrelor de specialitate în exploatarea și prepararea fosfaților.

B. **Sectorul de studii și proiectări**

Cu diverse ateliere de proiectare pentru punerea în valoare a zăcămîntului.

Din punctul de vedere al bazei materiale, aparatură şi utilaje, centrul este bine dotat, cu cea mai nouă aparatură din domeniul cercetărilor specifice fosfaţilor. O atenţie deosebită este acordată laboratorului de mineralogie şi laboratorului de chimie-fizică, care dau baza de plecare în tehnologiile de urmat atît pentru prepararea mecanică cît şi pentru fabricarea produselor fosfatice (îngrăşăminte).

Astfel, aceste laboratoare sînt înzestrate cu aparatură modernă pentru studiul structurilor. Laboratorul de chimie analitică dispune de aparatură pentru analize rapide şi precise cum sînt cele spectrografice.

Centrul de cercetări posedă cadre cu calificare superioară, aproximativ 60 de persoane faţă de totalul personalului (inclusiv muncitorii), care nu depăşeşte 100 persoane.

În ceea ce priveşte aparatura şi utilajele din secţia de preparare se remarcă aceeaşi tendinţă de înlocuire a aparaturii şi utilajelor vechi. Menţionăm, în mod special, folosirea celulelor de flotaţie cu funcţionare semiautomată tip MINERAIS ET METAUX—L 110.

Aceste celule dispun de un program de lucru care se fixează de operator înaintea lucrului (exemplu consum de reactivi, ordinea de adăugare, timpii de condiţionare, timpul de flotare, cantitatea de apă de spălare etc.).

Avantajul principal constă în eliminarea erorilor ce pot apărea la folosirea celulelor clasice, care sînt legate de calităţile subiective ale operatorului.

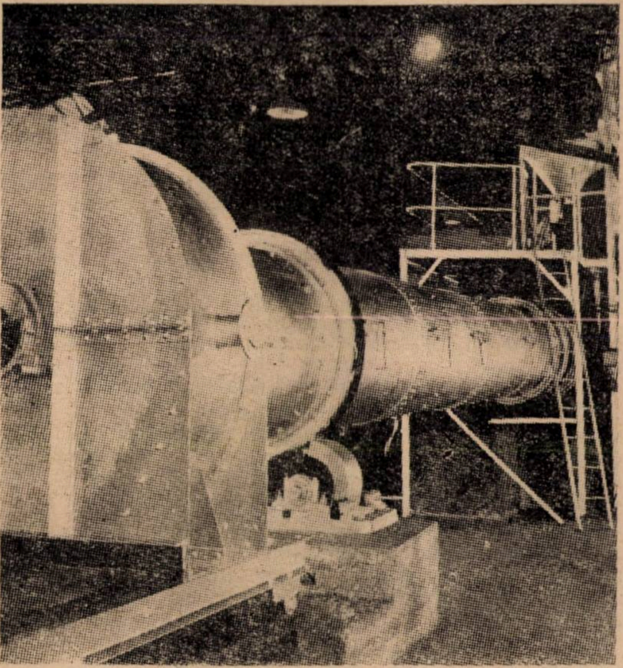


Fig. 6. Cuptor pilot pentru calcinarea fosfaţilor.

Altă aparatură modernă :

— balanţe cu înregistrare automată a curbei granulometrice (pentru material foarte fin 0—100 microni), tip PROLABO-MARTINI ;

— instalaţii pilot şi semiindustriale mobile, care sînt amplasate pe construcţii din elemente demontabile sau care pot fi instalate pe autobuze speciale şi pe vagoane de cale ferată şi transportate la mare distanţă.

În figura 6 este prezentată o instalaţie fixă pentru calcinarea fosfaţilor, iar în figura 7 o instalaţie semiindustrială de flotaţie mobilă.

Dintre realizările importante ale acestui centru menţionăm :

— instalaţiile de preparare a fosfaţilor din Tunisia pentru zăcămîntul Metlaoui, cu capacităţi

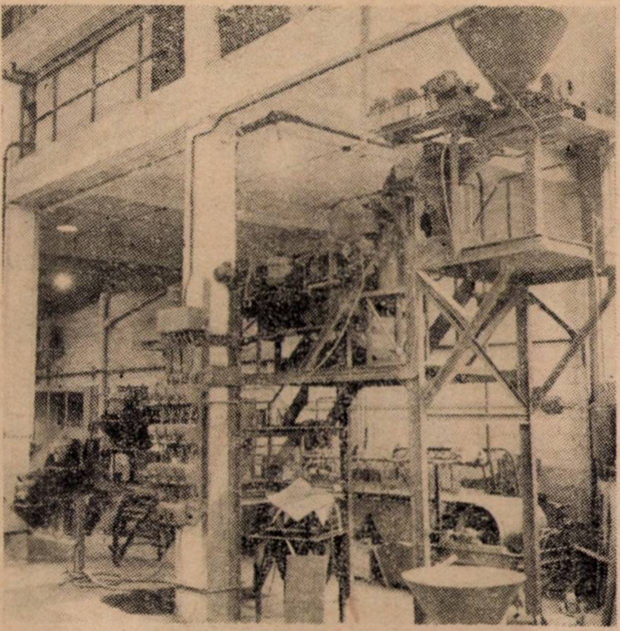


Fig. 7. Instalaţie semiindustrială de flotaţie.

de 70 000 t/an şi de 500 000 t/an ; pentru zăcămîntul Kala Djerda, cu capacităţi de 40 000 t/an şi de 150 000 t/an ; pentru zăcămîntul MDilla, cu o capacitate de 200 000 t/an ;

— instalaţia de prepararea fosfaţilor din Algeria pentru zăcămîntul Kouif, cu o capacitate de 70 000 t/an ;

— instalaţia de preparare a fosfaţilor din Togo cu o capacitate de 80 000 t/an ;

— instalaţia de preparare a fosfaţilor din Maroc, pentru zăcămintele de la Sidi-Daoui şi Kerkour Rih, cu o capacitate de 750 000 t/an.

Vederea de ansamblu a instalaţiei din Maroc este prezentată în figura 8.

În ultimii ani, CERPHOS a început să facă şi cercetări de valorificare a metalelor rare legate de zăcăminte proprii (în special pentru metale rare de provenienţă aluvionară).

La Congres, CERPHOS a prezentat următoarea comunicare : „Delit en eau claire des hydrocyclones", J. Masson.

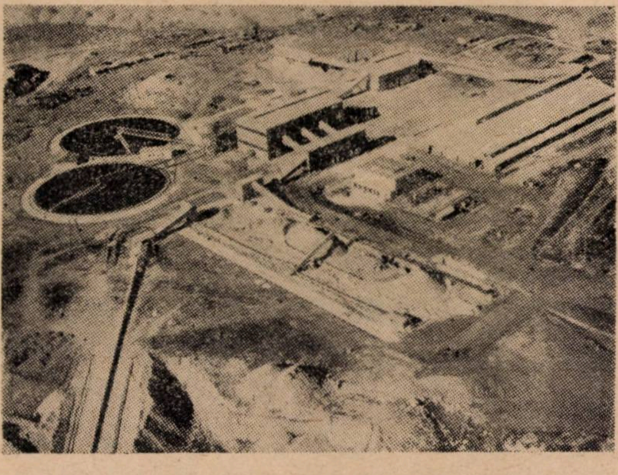


Fig. 8. Instalaţie pentru prepararea fosfaţilor de la Kerkour Rih din Maroc, după tehnologia elaborată de CERPHOS.

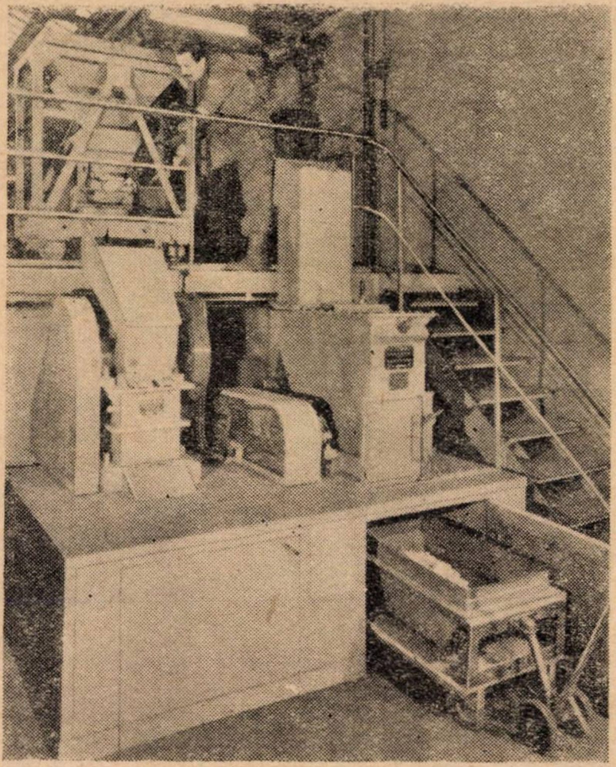


Fig. 9. Instalație de sfărîmare.

Fig. 10. Laborator de flotație.

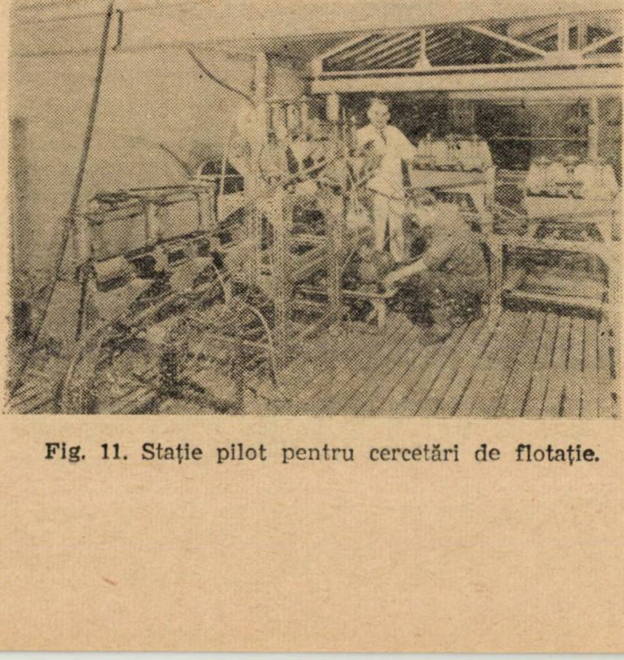


Fig. 11. Stație pilot pentru cercetări de flotație.

MINERAIS ET METAUX — (Societate anonimă pentru studii și cercetări științifice de valorificare economică a minereurilor de metale neferoase și rare).

Minerais et Metaux a înființat primele laboratoare de cercetare a preparării minereurilor în anul 1920.

În prezent, sectoarele de cercetare, de studii (proiectare), de construcții de utilaje și de analize chimice sînt organizate în cadrul unui serviciu tehnic al societății, care este condus de un director general și directori tehnici adjuncți.

În plus, serviciul tehnic mai are un secretariat tehnic, un Consiliu științific și un serviciu de documentare.

A. **Sectorul de preparare** a minereurilor este condus de prof. Rey și cuprinde următoarele laboratoare:

— mineralogie;

— sfărîmare, măcinare, clasare;

— procedee gravitaționale;

— flotație;

— procedee electromagnetice, electrostatice și radiometrice;

— procedee hidrometalurgice;

— procedee pirometalurgice;

— control și automatizare.

Aspecte din laboratoarele de sfărîmare, măcinare, clasare și de flotație sînt prezentate în figurile 9 și 10.

În ceea ce privește cercetările de preparare a minereurilor în flux continuu (în instalații pilot și semiindustriale) sectorul folosește o mică instalație pilot de flotație, cu o capacitate de 10—30 kg/h prezentată în figura 11; avînd sediul în plin centrul Parisului, nu dispune de spațiu suficient pentru depozitare și manevrarea unor mari cantități de minereuri și sterile.

Totuși, spațiul existent este astfel amenajat încît în această instalație pot fi efectuate încercări pe fluxuri cu procedee combinate și încercări de automatizare ca de exemplu:

— încercări de flotație combinate cu procedee gravitaționale (jgheaburi elicoidale, hidrocicloane etc.);

— încercări de flotație și separare magnetică;

— încercări de automatizare a fluxurilor tehnologice etc.

B. **Sectorul de studii și proiectări** efectuează anteproiecte (studii tehnico-economice) pentru diverse variante și scheme stabilite prin cercetările de laborator sau pilot. În cazul acordului cu beneficiarul, acest sector poate efectua proiecte de execuție și conduce chiar lucrările de construcție a uzinelor proiectate, pînă la punerea lor în funcțiune.

C. **Sectorul de construcții de utilaje,** elaborează studii și proiecte pentru diverse tipuri de aparate și utilaje de preparare, pe care Societatea MINERAIS ET METAUX le construiește în serie cu marca MINEMET.

Dintre numeroasele tipuri de aparate de laborator și utilaje de capacități industriale pe care le construiește MINEMET menționăm următoarele:

— celule de flotație de laborator semiautomate tip L 110, MINEMET;

— diverse aparate de luat probe inclusiv automate (fig. 12 e);

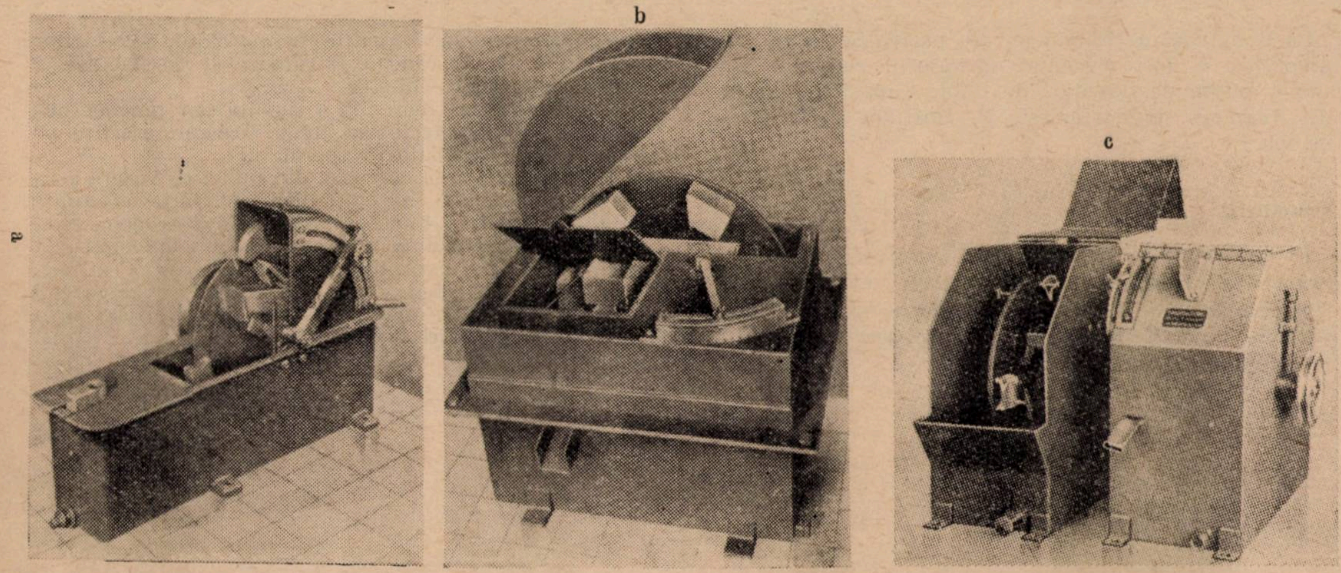
— alimentatoare de reactivi de diverse modele, pentru reactivi solizi și mai ales pentru reactivii lichizi (fig. 12 a, b și c);

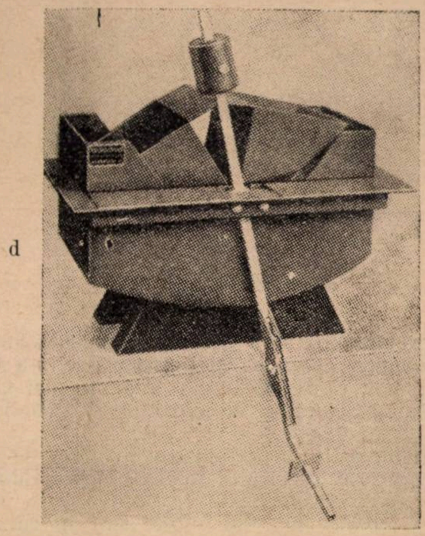
— mese oscilante pentru material foarte fin;

— alte tipuri de aparate de laborator.

Dintre utilajele industriale construite pînă în prezent de MINEMET cea mai largă răspîndire au căpătat-o celulele de flotație a căror capacitate variază de la 25 litri la 2 300 litri. În figura 13 se prezintă o celulă industrială MINEMET.

D. **Sectorul de analize chimice** cuprinde diverse laboratoare și execută în medie 60 000 analize pe an, pentru:





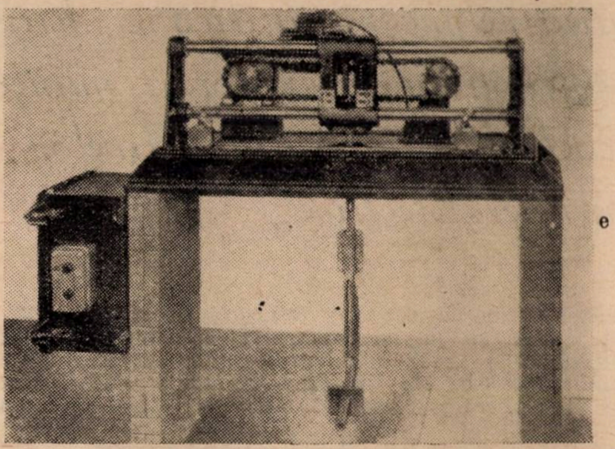


Fig. 12. Distribuitoare de reactivi (*a, b, c, d*) şi aparat de luat probe (e).

— serviciul comercial al societăţii (vînzări şi cumpărări de minereuri şi metale) ;

— controlul produselor sectorului de preparare ;

— pentru alţi clienţi exteriori, analize de arbitraj etc.

Laboratoarele de analiză chimică sînt înzestrate cu aparatură pentru folosirea metodelor fizico-chimice cum sînt :

— spectro-foto-colorimetrie ;
— spectro-fotometrie de adsorbţie şi fluorescenţă ;
— polorografie ;
— radiometrie.

E. **Serviciul de documentare** ţine legătura cu toate organizaţiile asemănătoare din Franţa şi străinătate. Pentru ca personalul de studii şi cercetare din cele patru sectoare să poată fi la curent cu ultimele noutăţi de preparare, Serviciul de documentare întocmeşte fişe de documentare, prin prospectarea lunară a peste 60 publicaţii (periodice). În plus, acest serviciu redactează un buletin intern lunar cu tot ceea ce prezintă interes deosebit din literatura mondială de specialitate şi cu unele realizări importante din cadrul laboratoarelor MINERAIS ET METAUX.

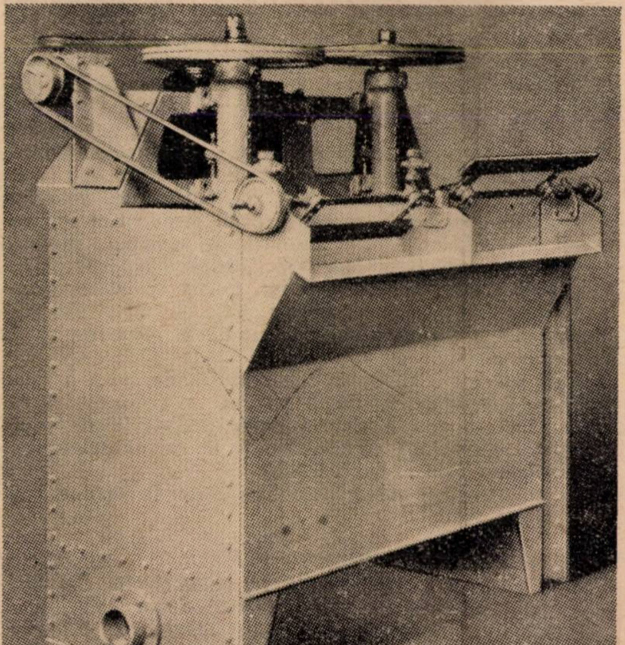


Fig. 13. Celulă de flotaţie tip MINEMET

La Congresul de la Cannes, din partea Sectorului de preparare a fost prezentat următorul referat: „Un atelier pilote de flottation de faible capacite utilisant des reglages automatiques“, P. Raffinot et V. Formanek.

Concluzii

În general, la toate centrele și institutele de cercetări vizitate s-au observat următoarele tendințe :

— folosirea unei aparaturi moderne de cercetare, deservită de cadre puține, dar de calificare superioară ;

— acordarea unei atenții primordiale cercetărilor prealabile de mineralogie, structură și de stabilire a constantelor fizico-chimice ;

— interpretarea teoretică a rezultatelor practice obținute și invers, efectuarea unor încercări practice pe baze teoretice stabilite în prealabil ;

— interpretarea obligatorie, din punct de vedere economic, a soluțiilor adoptate prin cercetările efectuate și de asemenea a calculului eficacității economice în cazul introducerii unor utilaje noi sau a automatizării operațiilor din fluxul tehnologic ;

— preocupări speciale de introducerea tehnicii noi (metode, utilaje și materiale noi, automatizare, programare și statistică matematică).

* * *

Sesiunea tehnico-științifică a Trustului de prospecțiuni și explorări miniere din cadrul Ministerului Minelor și Energiei Electrice

Între 26 și 28 martie a.c. s-au desfășurat lucrările celei de-a cincea sesiuni de referate și comunicări tehnico-științifice a Trustului de prospecțiuni și explorări miniere — T.P.E.M. — manifestare care a coincis cu cea de-a zecea aniversare de activitate a acestui trust.

Sesiunea a fost deschisă de către tovarășul adjunct al ministrului ing. Vlad Petru, care a relevat sarcinile importante ale T.P.E.M., atît în asigurarea creșterii continue a bazei de materii prime (minereuri feroase, neferoase și nemetalifere), cît și în pregătirea și deschiderea unor importante obiective miniere, ca cele de la Leșul Ursului, Moldova Nouă etc. În continuare, directorul general al T.P.E.M., ing. Radu Constantin, a prezentat cele mai importante realizări obținute de către T.P.E.M. în cei 10 ani de activitate, relevînd contribuția trustului în conturarea importantelor rezerve de substanțe minerale utile în bazinele miniere ale Văii Jiului, Baia Mare etc., după care directorul tehnic al T.P.E.M., ing. Zămîrcă Petre, a expus orientarea de perspectivă a trustului, atît ca activitate geologică, cît și ca activitate tehnică de execuție și de cercetare.

După cuvîntul Biroului organizației de bază a trustului au fost expuse cele 13 referate și comunicări, reprezentînd în mare parte sinteza activității de prospectare — explorare desfășurată în principalele bazine miniere, de către T.P.E.M.

Redăm mai jos rezumatele lucrărilor în ordinea expunerii lor.

1. *REZULTATELE CERCETĂRILOR GEOLOGICE DIN ULTIMII ZECE ANI ÎN BAZINUL CARBONIFER VALEA JIULUI.* Geol. *Stama, V.*, geol. *Borș T.*, geol. *Bozdoc, I.*, geol. *Bulgaru, P.*, geol. *Dorobanțu, I.*, geol. *Gologan, O.* și geol. *Rusu. T.*

Se prezintă rezultatele geologice și economice obținute prin lucrările de prospecțiuni și explorare, completate și corelate cu datele obținute prin cercetările de laborator.

Prin interpretarea datelor geologice, paleontologice, micropaleontologice, geofizice și petrografice, s-a reușit, în ultimii ani, să se obțină o imagine mai clară privind corelarea stratelor de cărbuni și extinderea lor.

Astfel, prin lucrările de explorare, în afară de faptul că s-au conturat rezervele în extinderea minelor în exploatare, s-au explorat în întregime și o parte din cîmpurile miniere noi, iar altele sînt în curs de explorare.

Conform prevederilor celui de-al III-lea Congres al P.M.R., pînă în prezent a început deschiderea de mine noi în cîmpurile miniere Paroșeni și Dîlja, urmînd să se continue în anii următori cu deschiderea cîmpurilor Bărbăteni și Livezeni.

În concluzie, se arată că lucrările efectuate de către T.P.E.M. în bazinul carbonifer Valea Jiului au dus la creșterea simțitoare a volumului de rezerve și au făcut posibilă planificarea unei producții mărite, în vederea asigurării industriei cu cărbuni cocsificabili și energetici.

2. *EVOLUȚIA FORAJULUI DE EXPLORARE ÎN BAZINUL CARBONIFER VALEA JIULUI ȘI PERSPECTIVELE SALE DE VIITOR.* Ing. *Suciu, S.*, ing. *Busuiocescu, C.* și ing. *Miclea, I.*

Lucrarea prezintă dinamica volumului de producție, a principalilor indicatori tehnico-economici, evoluția tehnologiei de lucru și a calității forajelor de explorare, executate cu sondeze, în bazinul Valea Jiului. Dinamica se prezintă în funcție de schimbările condițiilor geologice de lucru, precum și de dotația cu utilaje.

Se arată progresul tehnic realizat ca urmare a sarcinilor trasate de directivele Congresului al III-lea al P.M.R., cu privire la creșterea volumului și eficienței lucrărilor geologice.

Față de sarcinile și nivelul tehnic actual, în lucrare se indică și principalele căi de îmbunătățire a tehnologiei şi a dotaţiei cu utilaje, menite să asigure în perspectivă creşterea avansării pe granic/lună şi reducerea costului lucrărilor de explorare prin foraje, executate în bazinul Văii Jiului.

3. *FORAJUL SONDELOR NECESARE SĂPĂRII, PRIN METODA CONGELĂRII, A PUŢULUI nr. 3 POENARI.*

Ing. *Dabija, Al.*, ing. *Buzata, C.*, ing. *Manu, O.* şi ing. *Predoescu, M.*

Se arată metoda de săpare şi utilajele folosite, la forajul sondelor, insistîndu-se asupra obţinerii unor deviaţii mici, a unor viteze mari şi a unui preţ de cost scăzut.

Se face o comparaţie între indicatorii obţinuţi la sondele forate în aceeaşi regiune, la puţul de la Godeni, cu cei obţinuţi la Poenari.

4. *CERCETĂRI GEOLOGICE ŞI HIDROGEOLOGICE ÎN BAZINUL SĂLAJ.*

Ing. *Enache*, ing. *Botnarenco, I.*, ing. *Isac, D.* şi ing. *Stănescu, T.*

Lucrarea cuprinde sinteza principalelor rezultate geologice şi hidrogeologice obţinute în urma lucrărilor executate de T.P.E.M., în regiunea cuprinsă între munţii Plopişului, munţii Mezeşului şi munţii Codrului.

Prin lucrările de prospecţiune şi explorare executate între anii 1953—1963 ,în cîmpurile Tătăruş, Derna, Budoi, Popeşti-Voivozi, Suplacul de Barcău, Sp. Zăuan, Marca, Sărmăşag şi Codru, s-a obţinut o privire de ansamblu asupra întregului bazin.

Lucrările au permis sintetizarea cunoştinţelor asupra stratigrafiei, tectonicii şi hidrogeologiei bazinului Sălaj, lămurindu-se condiţiile geologice şi hidrogeologice ale zăcămintelor de cărbuni şi de nisip bituminos din acest bazin.

5. *REZULTATELE GEOLOGICE ŞI ECONOMICE OBŢINUTE PRIN LUCRĂRILE DE PROSPECŢIUNE ŞI EXPLORARE, EXECUTATE DE CĂTRE T.P.E.M. ÎN BAZINUL MINIER BAIA MARE.*

Ing. *Botnarenco, Al.*, geol. *Rădulescu, S.*, geol. *Schill, E.* şi geol. *Vîlceanu, P.*

Se prezintă o sinteză a rezultatelor geologice şi economice obţinute în regiunea neoeruptivului de la Baia Mare.

Avîndu-se în vedere necesitatea măririi bazei de rezerve pentru minereuri neferoase şi aurifere s-a iniţiat un program complex de prospectare a întregii regiuni, în scopul întocmirii unei hărţi de ansamblu (1:5 000), care va fundamenta desfăşurarea şi orientarea lucrărilor de explorare în viitor.

Se face o prezentare sumară a evoluţiei magnetismului subsecvent terţiar, în lumina ultimelor rezultate obţinute. Succesiunea etapelor de erupţie se prezintă în relaţie cu tectogeneza acestei arii şi implicit cu relaţiile dintre aceasta şi procesul metalogenetic regional.

Se insistă asupra fenomenelor de metamorfism hidrotermal, care afectează în mod special produsele vulcanismului neogen, localizate în intervalul cuprins între sarmaţianul inferior şi sarmaţianul mediu (andezitele de Seini).

În continuare se face o analiză a metodelor de prospecţiuni complexe, geologice, geochimice şi geofizice, arătîndu-se criteriile care justifică utilizarea lor, domeniile de aplicabilitate şi rezultatele obţinute.

În concluzie, se tratează problema orientării pentru toate zăcămintele în curs de prospectare şi explorare, făcîndu-se recomandări concrete pentru fiecare obiectiv în parte.

6. *UTILIZAREA ÎN CERCETAREA GEOLOGICĂ A METODELOR MODERNE DE ANALIZĂ DE LABORATOR ŞI REZULTATELE OBŢINUTE ÎN CADRUL T.P.E.M.*

Ing. *Costa Foru Al.*, ing. *David, B.* şi ing. *Vlaicu, Z.*

Se trec în revistă metodele moderne de cercetare în laborator, în legătură cu posibilităţile oferite de acestea, pentru creşterea eficienţei economice a lucrărilor de prospecţiune şi explorare geologică, pentru minereuri.

Se insistă asupra avantajelor oferite de folosirea metodelor de analiză spectrală în prospecţiunile geofizice, în raţionalizarea analizelor chimice curente, precum şi perspectivele de lărgire a domeniului de utilizare a acestor metode în activitatea geologică. Se arată posibilităţile oferite de metodele radiometrice, precum şi unele rezultate obţinute prin folosirea acestora.

În fine se prezintă rolul metodelor de cercetare paleomagnetice, dîndu-se un exemplu de astfel de cercetare în legătură cu studierea raporturilor de vîrstă şi a genezei zăcămintelor de sulfuri de la Leşul Ursului şi Fundul Moldovei.

Se fac aprecieri asupra necesităţii dezvoltării şi intensificării aplicării metodelor expuse, în legătură cu problemele de prospectare şi explorare, care stau în faţa T.P.E.M. în anii viitori.

7. *PROSPECŢIUNI GEOFIZICE DE DETALIU PENTRU ZĂCĂMINTELE DE MINEREURI.*

Ing. *Scurtu, Gr.*, ing. *Ianăş, M.*, ing. *Roşca, V.* şi ing. *Stöckel, W.*

În lucrare sînt expuse rezultatele prospecţiunilor geofizice executate în perioada anilor 1956—1963, avînd ca obiectiv minereuri de fier şi neferoase.

Principalele prospecţiuni pentru minereuri de fier s-au executat prin metoda magnetometrică, componenta verticală Δ Z, punîndu-se în evidenţă mineralizaţii noi la Teliuc, Nedeiu, Căpăţîna şi Rodna Veche.

Pentru prospecţiunea minereurilor neferoase s-au folosit metode electrometrice de rezistivitate şi potenţial natural, care au pus în evidenţă filoane, zone mineralizate şi zone de hidrometamorfism, în perimetrele din regiunea Baia Mare, Baia Borşa, Leşul Ursului, Bălan şi Deva.

8. *ASPECTE DIN PRACTICA T.P.E.M. PRIVIND METODICA EXPLORĂRILOR PENTRU MINEREURI*

Ing. *Ciucurel, E.*, ing. *Anastasescu, Gh.*, ing. *Ciţu, L.*, ing. *Pîrvulescu, M.* şi ing. *Urdea I.*

Comunicarea prezintă aspecte din practica T.P.E.M. privind densitatea lucrărilor de explorare, criterii de stabilire a distanţelor optime dintre lucrări care să evite proiectarea de investiţii, fără cunoaşterea temeinică a volumului şi a calităţii rezervelor de minereuri sau irosirea capacităţii lor tehnico-economice de execuţie, în cazul executării unor lucrări suplimentare, care nu ridică corespunzător gradul de cunoaştere a rezervelor.

9. *ZĂCĂMINTELE DE SULFURI METALICE DIN CRISTALINUL CARPAŢILOR ORIENTALI. REZULTATELE GEOLOGICE ŞI ECONOMICE OBŢINUTE PRIN LUCRĂRILE EXECUTATE DE T.P.E.M.*

Ing. *Vlaicu, Z.*, ing. *Dămăcuş, S.*, *ing. Grosu, A.*, ing. *Ionescu, Fl.*, ing. *Marinescu, E.*, ing. *Popa, I.*, ing. *Popescu, Th.*, geol. *Samoilă, I.* şi ing. *Simescu, Şt.*

Referatul cuprinde o prezentare a mineralizaţiilor de sulfuri metalice care apar în şisturile cristaline.

Rocile-gazdă ale mineralizaţiei sînt, în general, şisturile cloritoase-cuarţitice, uneori sericitoase, în vecinătatea cărora se depun şisturile grafitoase şi porfirogene.

Structura zăcămintelor este complicată de frecvente deranjamente tectonice.

Geneza mineralizaţiei este încă în discuţie, părerile fiind împărţite între ipoteza formării pe cale hidrotermală şi ipoteza unei origini sedimentare.

Modul de prezentare a zăcămintelor ridică dificultăţi mari în prospectarea şi explorarea lor. Acest lucru a impus acordarea unei atenţii deosebite în ceea ce priveşte elaborarea metodelor de explorare adecvate, care au fost perfecţionate de la an la an, în funcţie de datele geologice obţinute.

Lucrările de prospecţiune şi explorare, executate pe aceste structuri, au dus la obţinerea unor rezultate favorabile, contribuind astfel la punerea în valoare a unor zăcăminte importante.

10. *REZULTATELE GEOLOGICE OBŢINUTE DE T.P.E.M. ÎN EXPLORAREA ZĂCĂMINTELOR DE ARGILĂ REFRACTARĂ DIN PĂDUREA CRAIULUI.* Ing. *Zaharia, D.*, ing. *Teodorescu, F.* şi ing. *Teodorescu, Gh.*

Se expune importanţa argilelor refractare, ca materie primă pentru industria siderurgică, arătîndu-se în consecinţă necesitatea amplificării în ultimul timp a lucrărilor de explorare, în vederea creşterii volumului de rezervă.

Printre sectoarele care au constituit obiective principale de explorare, sînt şi cele din perimetrul exploatării miniere Şuncuiuş (Recea, Banlaca, Dumbrava, Dealul Simion).

Ca urmare a lucrărilor executate în ultimii ani în perimetrul Şuncuiuş, s-a realizat o creştere substanţială a rezervelor.

În acelaşi timp s-au obţinut elemente noi, de detaliu, privind structura zăcămîntului, grosimea şi calitatea acestuia.

11. *ORGANIZAREA ŞI ECHIPAREA FRONTURILOR DE LUCRU ŞI REALIZAREA UNOR VITEZE DE ÎNAINTARE SPORITE LA T.P.E.M.* Ing. *Radu, C.*, ing. *Zămîrcă, P.*, ing. *Beraru, A.* şi ing. *Iliescu, C.*

Se examinează factorii care influenţează favorabil asupra sporirii vitezelor de înaintare, precum şi căile care duc la îmbunătăţirea acestor factori.

Se analizează pe rînd toate operaţiile dintr-un ciclu de înaintare, în lumina introducerii tehnicii noi şi a tehnologiilor moderne de lucru, descriindu-se pentru unele utilaje şi tehnologii caracteristicile principale şi avantajele prezentate.

În continuare se arată o serie de realizări mai importante obţinute la înaintările rapide din străinătate, modul de organizare a acestor lucrări, echipamentul folosit şi indicatorii tehnico-economici obţinuţi.

Dintre realizările trustului, în urma prezentării condiţiilor de lucru şi a volumului de lucrări executate de T.P.E.M., se analizează mai detaliat lucrările miniere de cercetări geologice şi de construcţii miniere, la care s-au obţinut viteze de înaintări de peste 100 m/lună.

Se arată atît măsurile de ordin tehnic şi organizatoric luate în organizarea acestor lucrări, cît şi echiparea fronturilor de lucru cu utilaje moderne. Se descrie, de asemenea, succesiunea operaţiilor efectuate într-un ciclu de înaintare conform ciclogramelor întocmite.

În încheiere se indică măsurile de viitor în ce priveşte organizarea fronturilor de lucru cît şi echiparea lor cu echipament modern de mare productivitate în vederea sporirii continue a vitezelor de înaintare.

12. *REZULTATELE GEOLOGICE OBŢINUTE DE T.P.E.M. ÎN EXPLORAREA ZĂCĂMINTELOR DE FIER DIN POIANA RUSCĂ ŞI DE LA LUETA-VLAHIŢA.* Ing. *Kosareva, T.* şi geol. *Catană, N.*

Se arată că lucrările de explorare, care se desfăşoară în prezent la Poiana Ruscă, au fost întreprinse încă din anul 1953 de către I.E.E.G., iar la Harghita lucrările iniţiate de această organizaţie în anul 1956, au fost reluate de către T.P.E.M. abia în anul 1959.

În regiunea Poiana Ruscă în perioada anilor 1953—1955, zăcămîntul Teliuc a fost complet conturat, realizîndu-se o creştere a rezervelor de circa 10 ori.

În anul 1957 s-a trecut la explorarea zăcămîntului Teliuc-est şi Teliuc-central. La Ghelar, a fost conturat un corp de minereu nou, iar la Teliuc-est lucrările de conturare a cîmpului minier prin foraje s-au încheiat în anul 1962. În anul 1958 s-a trecut la explorarea sectorului Ghelar-est, care continuă şi în prezent. În paralel explorarea s-a extins şi la vest de Teliuc, în sectoarele Nicolson şi Făgeţel.

În felul acesta, în perioada anilor 1953—1963, a fost realizată o creştere a rezervelor de peste zece ori.

La Lueta lucrările de explorare au fost întreprinse în anul 1959.

Prin lucrările efectuate au fost identificate şi conturate corpurile sideritice, cantonate la contactul între rocile vulcanogene şi sedimentar.

În afară de acestea, la Lueta au fost conturate, în linii generale, încă două strate lentiliforme de minereu sideritic. Prin încercările tehnologice executate în laboratoarele ICEMIN s-a constatat că sideritele complexului vulcanogen sînt identice cu sideritele de contact.

Un aport preţios în urmărirea corpurilor sideritice ale complexului vulcanogen au adus lucrările de carotaj geofizic.

13. *PROGRESE REALIZATE ÎN EXPLORAREA ZĂCĂMINTELOR DE SĂRURI POTASICE.* Ing. *Gergely, Şt.*, ing. *Patriciu, V.*, ing. *Babeş, Al.*, geol. *Bădoiu, D.* şi geol. *Gherase, I.*

În referat se arată localizarea geografică şi geologică a zăcămintelor de potasiu din zona miocenă pericarpatică. În funcţie de condiţiile stratigrafice şi tectonice, în care se găsesc zăcămintele de săruri potasice, a fost stabilită o metodică adecvată pentru prospectarea şi explorarea lor preliminară, prin foraje. În acest scop a fost executat un important volum de lucrări într-un timp relativ redus.

Pe baza datelor obţinute s-a trecut la explorarea detaliată prin lucrări miniere, care a făcut posibilă cunoaşterea mult mai exactă a condiţiilor de zăcămînt.

Concomitent cu lucrările de explorare şi de deschidere a zăcămîntului de la Tazlău, se efectuează cercetări geologice, mineralogice şi radiometrice foarte amănunţite, pentru identificarea ciclurilor de sedimnetare, a ritmicităţii depunerilor de săruri potasice, precum şi pentru determinarea cantitativă a compoziţiei mineralogice, în scopul calculării rezervelor pe sorturi de minereu.

★

La şedinţele sesiunii au participat circa 350 specialişti : ingineri, geologi, cercetători şi proiectanţi din cadrul T.P.E.M. şi al întreprinderilor sale, precum şi ai altor unităţi ale Ministerului Minelor şi Energiei Electrice : IPROMIN, ICEMIN, Combinatul carbonifer Valea Jiului, Trustul minier Deva etc. Au participat, de asemenea, specialişti din cadrul Comitetului geologic, ai Institutului de mine Petroşeni, ai unităţilor de resort din cadrul M.I.P.C. etc.

Comunicările prezentate şi discuţiile ample şi variate, purtate în jurul lor, au permis cunoaşterea mai bună a activităţii multilaterale a T.P.E.M., prilejuind totodată şi un preţios schimb de experienţă între specialiştii care activează în domeniul prospecţiunilor şi explorărilor geologice.

În cuvîntările de închidere, atît tovarăşul adjunct al ministrului, ing. Vlad Petru, cît şi şeful Oficiului geologic — M.M.E.E., ing. Vierescu Viorel, au apreciat pozitiv nivelul ştiinţific al referatelor şi comuicărilor prezentate, introducerea metodelor de tehnică nouă în diferitele domenii de activitate ale T.P.E.M., precum şi rezultatele practice obţinute de T.P.E.M. în decursul celor 10 ani de activitate, în punerea în evidenţă a rezervelor de substanţe minerale utile, conturînd totodată orientarea de viitor a T.P.E.M., în rolul său important de a asigura cu materii prime minerale industria noastră prelucrătoare.

Recenzii

ALEXANDRU GHEORGHE și PETRE BOMBOE. **Hidrogeologia minieră.** Editura tehnică, București, 1963.

Hidrogeologia, ea însăși o disciplină științifică relativ tînără, a generat la rîndul ei ramuri științifice de sine stătătoare, dintre care și hidrogeologia minieră. Aceasta s-a individualizat datorită unei necesități practice, legate de problemele de valorificare rațională a bogățiilor subsolului, deoarece, atît în țara noastră cît și în alte țări, numeroase zăcăminte de substanțe minerale utile sînt situate sub nivelul orizonturilor acvifere subterane, ridicînd astfel probleme în ceea ce privește explorarea și exploatarea lor.

În ultimii ani, literatura noastră de specialitate s-a îmbogățit cu cîteva lucrări de hidrogeologie generală și aplicată, precum și de hidraulică subterană. În cadrul acestor lucrări, problemele practice de hidrogeologie minieră nu puteau fi adîncite. Ca atare Manualul Hidrogeologie minieră elaborat de Alexandru Gheorghe și Petre Bomboe umple o lacună importantă, punînd la dispoziția geologilor și inginerilor, care efectuează lucrări de explorare și de exploatare, cunoștințele necesare pentru o cît mai reală evaluare a rezervelor de substanțe minerale utile, precum și pentru o amplasare și întreținere cît mai rațională a lucrărilor miniere, în funcție de condițiunile hidrogeologice concrete.

În primele trei capitole, după o expunere generală asupra condițiilor naturale de acumulare și de răspîndire a apelor subterane și o analiză a parametrilor care condiționează formarea afluxului de apă către lucrările miniere și de asecare, autorii trec la clasificarea hidrogeologică a zăcămintelor, cu care se încheie partea generală a lucrării. Ar fi fost util, ca în cadrul metodologiei de determinare a vitezelor și a direcțiilor de curgere a afluențelor să fie prezentate și cercetări moderne cu trasori, îndeosebi cu izotopi radioactivi. De asemenea, clasificarea hidrogeologică a zăcămintelor se limitează mai mult la o prezentare a sistemelor sovietice de clasificare, fără a se preocupa în mod suficient de o încadrare mai adîncită a zăcămintelor de cărbuni și minereuri din țara noastră, cu condiții hidrogeologice variate.

Cea mai importantă și mai bine studiată parte a manualului o formează capitolele legate de *teoria și practica asecărilor* pe care autorii o consideră, pe drept, ca cea mai importantă problemă a hidrogeologiei miniere. După expunerea mai generală a metodelor, a schemelor și a tipurilor de asecare, se descriu pe larg diferitele tehnologii, precum și instalațiile utilizate în asecări. În capitolul următor se expun atît parametrii de calcul, cît și cele mai importante metode pentru determinarea afluxului de apă în lucrările miniere și de asecare. Ca succesiune, acest capitol teoretic ar fi trebuit să preceadă capitolul 5, cuprinzînd tehnologia și instalațiile de asecare.

Cu o deosebită atenție sînt tratate metodele de calcul hidrodinamic ale lucrărilor de drenaj, atît în condițiile regimului incompresibil, în lucrări verticale și orizontale de drenaj de diferite tipuri, cît și în condițiile regimului elastic, acesta din urmă reprezentînd o metodică de calcul mai modernă și mai exactă. Relevăm atît sistematizarea și claritatea cu care sînt redate metodele de calcul, care pot servi în această formă oricărui calculator sau proiectant, cît și temeinica cunoaștere a literaturii de specialitate, privind diferitele metode de calcul.

Mai restrîns se tratează în lucrare problema evacuării apelor drenate din lucrările miniere ; o expunere mai amplă și mai exemplificată ar fi meritat și capitolul privind erupția și combaterea erupțiilor de borchișuri.

Întrucît condițiile de hidrogeologie minieră intervin în mare măsură la alegerea și stabilirea eficienței execuției tehnice a diverselor lucrări miniere, autorii analizează și influența acestor condiții asupra alegerii metodelor speciale de săpare a puțurilor, care traversează orizonturi acvifere (cu trusă tăietoare, congelare etc), precum și influența lor asupra alegerii metodelor de deschidere și de exploatare.

În subcapitolul privind impermeabilizarea rocilor acvifere ar fi fost interesant de semnalat și cîteva metode mai noi, ca tehnica injectărilor cu soluții bentonitice, metode de preetanșare — torcretare cu adaose acceleratoare de priză etc.

În încheiere sînt prezentate cîteva indicații practice și utile, privind fazele de întocmire a proiectelor de asecare, precum și îndrumări privind desfășurarea cercetărilor hidrogeologice, ca volum și conținut, în etapele de prospecțiune și de explorare.

Hidrogeologia minieră poate fi considerată ca o lucrare de o deosebită valoare practică, de care vor beneficia un mare număr de geologi și ingineri de explorare și de exploatare, precum și cei care se ocupă de proiectarea și cercetarea diverselor metode și instalații de asecare.

E. KRAUME. **Materii prime metalifere. Vol. IV — Cuprul.** Ed. F. Enke Stuttgart 1964, 400 p., 30 fig., 50 tab.

Volumul cuprinde, într-o formă condensată, întregul complex de probleme privitor la proprietățile, zăcămintele și extracția modernă a cuprului.

Partea I conține generalități asupra prospecțiunii zăcămintelor de minereuri cuprifere, mineritul și metalurgia acestui important metal neferos. Extracția în carieră permite exploatarea minereurilor cu conținuturi de 0,5% cupru (Arizona și Chile). Extracția în subteran este recomandată numai la minereuri mai bogate (1—2% cupru). Ca metodă de preparare a minereurilor cuprifere, cea mai utilizată a rămas flotația colectivă a sulfurilor de cupru și fier (calcosină, calcopirită, bornit ș.a.). Sînt indicate o serie de procedee de preparare a diferitelor tipuri de minereuri ca : minereuri piritoase cuprifere, minereuri de cupru-plumb-zinc, minereuri semioxidate de cupru-plumb-zinc, cupru-nichelifere (tip Südbüry), de cupru-molibden, cupru-cobalt (tip Katanga) și cupru-staniu-wolfram.

Pirometalurgia cuprului conține descrierea pe scurt a metodelor celor mai moderne : topirea piritică, semipiritică, procedeul Orcla, fuziunea autogenă tip Outokumpu ș.a. Se relevă importanța crescîndă a metodelor hidrometalurgice, ca de exemplu procedeul Chemico Gordon ș.a.

În cadrul capitolului privind utilizarea cuprului, se dau compozițiile la o serie de aliaje, ca bronzuri, alame, aliaje cupru-crom, cupru-beriliu, cupru-zirconiu ş.a. utilizate în tehnica rachetelor. În ultimii ani circa 50% din producţia cuprului a fost utilizată în electrotehnică, 15% — în industria chimică şi 10% — în industria automobilelor.

Lucrarea cuprinde şi un istoric al mineritului şi metalurgiei cuprului. „Metalul roşu“ a fost utilizat în insula Cipru (Ciprium-Cuprum) cu cinci milenii înaintea erei noastre. Egiptul şi China au fost primele ţări în care cuprul a fost utilizat intens cu trei milenii î.e.n. Epoca bronzului în ţinuturile din jurul Mediteranei, perioada antică, medievală şi modernă sînt, de asemenea, competent descrise.

Un capitol special este consacrat producţiei mondiale de cupru. În anul 1961 producţia mondială a fost de 4,3 mil. tone cupru metalic, dintre care U.R.S.S. a produs 11%, Canada 10%, Rodezia 13%, S.U.A. 25% şi Chile 13%. Se remarcă creşterea ritmică, planificată a producţiei de cupru în lagărul socialist, în special în R. P. Polonă, U.R.S.S., R. P. Chineză, R. D. Germană ş.a.

Rezervele mondiale probabile de cupru metalic se ridică la un miliard tone, luîndu-se ca limită inferioară de exploatabilitate un conţinut în minereuri de 0,5% cupru.

Partea a II-a cuprinde situaţia producţiei de cupru în principalele state producătoare.

Dintre statele socialiste, perspective mari în dezvoltarea producţiei de cupru există în R. P. Polonă, cu noile zăcăminte la Lubin, R. P. Bulgaria cu zăcămintele de la Medea, Uniunea Sovietică cu zăcămintele din Kazahstan şi Djeskazgan.

DOCUMENTARE

Deveatkin, V. V. şi Merkulov, A. I.: **Turnuri de maşini de extracţie cu cablu multiplu pentru minele de bauxită din Uralul de Nord.** Gornîi jurnal, 138, nr. 9, sept. 1963, p. 32—35.

Se descrie construcţia şi modul de funcţionare a instalaţiei de extracţie cu maşini cu roata de fricţiune cu cabluri multiple, şi se dau detalii asupra construcţiei turnurilor de extracţie din beton armat, a căror înălţime ajunge la 65 m şi secţiunea de 12×18 m, în plan. Cele două maşini de extracţie jumătate sînt montate la înălţimea de 54 m, în sala de maşini, iar la etajele intermediare sînt montate diverse instalaţii anexe ca: pompe, transportoare, ventilatoare etc. Un lift cu capacitate de 250 kg serveşte pentru transportul personalului de deservire. Acţionarea maşinilor de extracţie este automatizată. Maşinile de extracţie cu cabluri multiple prezintă numeroase avantaje: construcţia simplă a turnurilor, posibilitatea de automatizare, protecţia cablurilor de extracţie în timpul iernii, securitatea în exploatare.

Kotelikov, V. E.: **Instalaţie de extracţie cu cabluri multiple cu colivii.** Gornîi jurnal, 138, nr. 9, sept. 1963, p. 48—53.

Analizînd construcţia şi funcţionarea instalaţiei automatizate de maşini de extracţie cu cablu multiplu tip MK — 3,25×4, se constată că sistemul adoptat de acţionare electrică generator-motor, cu excitaţia generatorului prin amplificator electric — mecanic şi magnetic, corespunde cerinţelor tehnologice de funcţionare a instalaţiei de extracţie. Sistemul de reglaj funcţionează cu precizia necesară datorită folosirii aparaturii de comandă fără contacte, cu selsin. Perioadele de acceleraţie şi de deceleraţie a maşinilor se asigură cu ajutorul unui aparat de tip nou cu program, care rezolvă problema automatizării instalaţiei de extracţie cu colivii. Astfel sînt create condiţiile necesare pentru folosirea pe scară largă a maşinilor de extracţie cu cablu-multiplu.

Parimakian, V. E.: **Maşina universală de cale pentru cariere.** Gornîi jurnal, 139, nr. 9, sept. 1963, p. 54—55.

Maşina MSŞ—1 este destinată pentru înlocuirea traverselor şi executarea altor lucrări de cale ca: scoaterea crampoanelor vechi, smulgerea şinelor vechi, aşezarea şinelor noi, fixarea lor cu ajutorul crampoanelor bătute cu un ciocan electropneumatic. Înlocuind cleştele pentru prinderea şinelor cu cupe, maşina MSŞ—1 poate fi folosită ca excavator pentru balast şi pămînt. Prin montarea unui cîrlig de 0,5 t se obţine o macara cu braţ de 4 m lungime. Maşina MSŞ—1 este prevăzută cu un motor ZIL—120 de 90 CP şi are o greutate de 5 t.

Faizullin, A. M.: **Experienţa folosirii igdanitului în încărcăturile de găuri de mină încărcate mecanizat.** Şahtnoe Stroitelstvo, 7, nr. 9, 1963, p. 10—13.

Igdanitul a căpătat în ultimul timp o răspîndire destul de mare, datorită costului său redus, siguranţei pe care o prezintă şi efectului de rupere a cărbunelui sau a rocii. Igdanitul este format dintr-un amestec de azotat de amoniu în proporţie de 94% şi motorină — circa 6% — precum şi amestecuri de trotil şi salpetru în diverse proporţii. În timpul exploziei, 1 kg de igdanit degajă circa 1 000 kcal de căldură. Se impune ca proporţia între azotatul de amoniu şi motorină să fie menţinută în limitele indicate, întrucît nerespectarea acestor limite duce la formarea de oxizi de azot foarte toxici. În acelaşi timp, reacţia care se desfăşoară este endogenă, consumînd 22 kcal/mol de căldură. Principalul avantaj al igdanitului constă în simplitatea de preparare a lui chiar la locul de muncă, sensibilitatea redusă la acţiunea mecanică, care permite mecanizarea lucrărilor de încărcare a găurilor de mină. Totodată, igdanitul are o putere suficient de mare pentru a fi folosit în roci de tărie mijlocie şi tare. Încărcarea igdanitului se face cu ajutorul unor dispozitive pneumatice speciale de tipul ejectoarelor. Un dispozitiv de acest fel se compune dintr-un cilindru de oţel sau aluminiu cu fundul conic în care se introduce amestecul pregătit, după care cilindrul se închide ermetic în momentul admisiei aerului. În partea superioară a cilindrului se găseşte un furtun pentru aer comprimat, iar în partea de jos un furtun prin care amestecul este refulat în gaura de mină. Aerul comprimat la presiunea de 3 at refulează încărcătura printr-un furtun cu diametrul de 18—25 mm. Se dau indicaţii de folosire a igdanitului şi recomandări pentru a preveni explozia lor sub efectul electricităţii statice.

Amurski, B. S. şi Rodionov, V. N.: **Cimentarea pereţilor unui puţ de mină în timpul lărgirii lui.** Şahtnoe stroitelstvo, 7, nr. 9, 1963, p. 24—25.

Puţul supus lărgirii fusese săpat pînă la adîncimea de 120 m, avînd secţiune dreptunghiulară de 6,2 m^2 şi fusese susţinut cu cadre de lemn care între timp putreziseră. S-a hotărît lărgirea acestui puţ şi adîncirea lui cu 140 m, de data aceasta secţiunea lui trebuind să fie circulară. Aceste măsuri au fost luate în vederea asigurării şi aerajului prin acest puţ. La început s-a săpat o galerie de acces în lungime de circa 40 m spre puţ, deasupra căruia s-a montat un turn de extracţie provizoriu. La înălţimea de 20 m deasupra galeriei, susţinerea de lemn a fost demontată, puţul a fost lărgit şi susţinut cu beton. Pereţii puţului au trebuit să fie susţinuţi prin torcretare. În acest scop, în galeria de acces s-a aşezat un tun de cimentare S—320, un vagonet în care se încărca zgura granulată, nisip şi ciment Portland, marca 500, precum şi o sită mecanică. De la acest tun au fost coborîte în puţ conducte pentru alimentare cu apă şi cu mortar, care se terminau prin nişte furtunuri prevăzute cu duze de metal. Pentru accelerarea prizei, la apă s-a adăugat clorură de calciu în cantitate de 3—6% din greutatea cimentului. Betonul folosit avea compoziţia 1 : 3 : 1 şi 1 : 2 : 2. Zgura granulată, înainte de a fi adăugată în mortar, era trecută prin sita mecanică. Pregătirea amestecului uscat de beton se făcea într-un vagonet VOK—80. După ce apa se scurgea de pe pereţii spălaţi ai puţului, pe suprafaţă se aplica betonul. După ce se usca primul strat de beton, se proceda la aplicarea, prin torcretare, a următoarelor straturi de beton. Distanţa optimă de la duză pînă la pereţii puţului era de 40—60 cm. Grosimea stratului de beton ajungea pînă la 50—60 cm în zonele cele mai periclitate. Se dau schemele de amplasare a utilajului de cimentare şi indicii tehnico-economici realizaţi, precum şi recomandările practice de aplicare a acestui procedeu.

Usakov, P. I.: **Susţinerea lucrărilor miniere cu armături suspendate de ancore de beton armat.** Şahtnoe stroitelstvo, 7, nr. 9, 1963, p. 30—31.

Ancorele folosite pentru susţinere erau din oţel cu profil periodic cu diametrul de 20 mm şi lungimea de 1,8 m. Drept grinzi de susţinere s-au folosit arce vechi de metal SP—18, în care s-au făcut găuri de 100×30 mm. Ancorele erau introduse prin aceste găuri în găuri de mină perforate cu perforatoare telescopice pînă la adîncimea de 1,6 m. Se perforau cîte trei găuri de mină pe un singur rînd, dintre care una era verticală, iar celelalte înclinate sub un unghi de 50—60°. Mortarul folosit pentru umplerea găurilor se pregătea din ciment Portland M—400, nisip şi apă, în proporţie de 1 : 3 : 0,6 ; mortarul era refulat în găuri cu un aparat pneumatic tip NIGRI. În loc de arce de metal pot fi folosite cabluri vechi de extracţie. Se descrie un exemplu concret de susţinere cu arce şi altul cu cablu vechi de extracţie. Se dau indicii tehnico-economici obţinuţi şi economiile realizate prin aplicarea acestui sistem de susţinere.

Sobiev, B. M.: **Automăcinarea — metodă înaintată în perfecţionarea tehnicii de măcinare a minereurilor.** Ţvetnîe metalî, nr. 12, 1963, p. 6—8.

În U.R.S.S. se consumă anual peste 1 mil. tone de oţel pentru măcinarea diferitelor materiale. Reducerea cheltuielilor pentru măcinare, ridicarea productivităţii şi a coeficientului energetic de folosire a utilajelor de măcinare, pot fi obţinute prin aplicarea metodei de automăcinare.

Se subliniază că prin aplicarea morilor tip Aerofall cu diametru mare şi tip Cascad (pentru măcinarea umedă) în S.U.A. şi Canada s-a realizat măcinarea fără bile a blocurilor de minereu de 500—900 mm pînă la fineţea de 80%—0,074 mm.

Se expune experienţa cu această metodă de sfărîmare din S.U.A., Finlanda, Africa de Sud, Canada şi R.F.G.

Economia realizată reprezintă circa 0,24 dolari pe tona de minereu, respectiv circa 17% din totalul cheltuielilor.

Experienţele din U.R.S.S., cu minereu de aur din zăcămîntul Tarcevsk, au arătat că prin metoda cu automăcinare se realizează o economie de circa 0,49 ruble pe tona de minereu.

În articol se arată măsurile tehnice care permit trecerea uzinelor de preparare existente la metoda de automăcinare, creînd astfel posibilitatea de economii importante de oţel, respectiv de reducere a preţului de cost al preparării.

Sublimenov, M. S. şi Sein, D. V.: **Despre calitatea minereurilor metalelor neferoase şi rentabilitatea producţiei.** Gornîi jurnal, nr. 1, 1964, p. 28—31.

Se arată că prin aplicarea, la combinatele Leninogorsk şi Zîrianovsk, a metodei de exploatare în blocuri cu prăbuşire forţată la minereul sărac în afară de bilanţ, s-a ajuns la mărirea producţiei de metal. O dată cu aceasta a crescut productivitatea muncii de 4,6 ori, iar preţul de cost s-a redus de două ori.

Se trag următoarele concluzii :

— condiţiile industriale existente la combinatele Leninogorsk şi Zîrianovsk nu corespund cu situaţia geologico-minieră şi tehnico-economică a zăcămintelor ;

— folosirea metodelor de productivitate mare, care îmbunătăţesc în mod radical indicii tehnico-economici, condiţionează, în mod inevitabil, introducerea în producţie a minereului în afară de bilanţ ;

— se poate mări producţia de metale păstrînd rentabilitatea combinatelor, pe calea măririi volumului de producţie a minereului din afară de bilanţ ;

— condiţiile industriale existente trebuie să fie revizuite în sensul unei reduceri a conţinutului industrial minim ţinînd cont de introducerea în producţie a minereului în afară de bilanţ ;

— modificarea condiţiilor industriale, în sensul măririi conţinutului limită, ar duce la înrăutăţirea indicilor tehnico-economici ;

— este necesară introducerea preconcentrării minereului în medii dense.

Ermacenko, P. S.: **Săparea rapidă a lucrărilor de pregătire — garanţia lucrului ritmic al minelor de cărbuni.** Ugol, nr. 1, 1964, p. 21—24.

Se expun rezultatele obţinute la trustul Krasnoluciugol printr-o serie de măsuri tehnico-organizatorice.

Creşterea ritmului de săpare se caracterizează prin mărirea vitezelor de înaintare la săparea galeriilor în anul 1963 cu 252%, iar la săparea planelor înclinate cu 157% faţă de anul 1958, realizîndu-se o medie lunară pentru toate lucrările de pregătire de 100,1 m.

Printre măsurile aplicate sînt de menţionat :

— concentrarea lucrărilor de pregătire, reducînd numărul lor de la 203 la 59, mărind totodată şi componenţa brigăzilor de la 7 la 23 muncitori ;

— mărirea numărului de mașini de perforat pe un muncitor de la frontul de lucru de la 1,27 la 3,7 ;

— intensificarea aerajului parțial prin dublarea instalațiilor de aerisire, ventilatoare și coloane de tuburi de aeraj ;

— asigurarea locurilor de muncă cu utilaje moderne.

Realizarea ritmului rapid de săpare a lucrărilor de pregătire a permis și refacerea metodelor de exploatare, trecînd la metode cu eficiență economică mai mare.

Productivitatea muncii la săparea lucrărilor a crescut cu 16,2%, iar prețul de cost s-a redus cu 2,8%.

Moiseev, P. E. : **Influența unor factori asupra eficienței de aplicare a complexelor TULA în condițiile bazinului Podmoskovnîi.** Ugol, nr. 2, 1964, p. 43—46.

Se expun rezultatele aplicării complexelor mecanizate OMKT și IV OMKT la minele Tula.

Experiența a arătat că producția dintr-un abataj frontal poate să atingă 1 500—2 000 tone pe zi, realizîndu-se o medie de circa 700—800 tone pe zi.

Totodată au crescut și indicii tehnico-economici, obținîndu-se o productivitate lunară pe muncitor din sector de 500—800 t, un preț de cost de 0,75—0,80 ruble pe sector, înaintare lunară a frontului de abataj de 70—80 m, consum de lemn de 3—4 m^3 pe 1 000 tone.

Factorii care au influență asupra folosirii complexului sînt : grosimea stratului, sfărîmicitatea lui la presiune, conținutul de apă, caracterul de așezare, stabilitatea rocilor, tăria cărbunelui, lungimea frontului de abataj, regimul de lucru, organizarea muncii.

Se analizează indicii tehnico-economici obținuți în funcție de factorii menționați.

Se ajunge la concluzia că cele mai bune rezultate se obțin în abatajele cu următoarele caracteristici : grosimea stratului între 2,8—3 m, lungimea frontului de abataj între 50 și 60 m, gradul redus de sfărîmare, conținut redus de apă, roci înconjurătoare cu stabilitate bună, regimul de lucru în trei schimburi a cîte șase ore pentru producție și un schimb pentru reparații.

Lobasov, M. P. și Minko-Raevici, I. S. : **Exploatarea plugurilor rapide USB—2 în Donbas.** Ugol Ukrainî, nr. 1, 1964, p. 16—19.

Se descriu experiențe efectuate cu plugul USB—2 la exploatarea stratelor de cărbune de la minele din Donețk și Lugansk.

Grosimea stratelor variază între 0,87—1,55 m, înclinarea 4—18°.

Stratele de antracit au structura neomogenă cu intercalații de argilă, șist și pirită.

Metoda de abataj — cu front lung de la 130—180 m, cu prăbușire totală.

Se dau rezultatele obținute la diferite exploatări.

Cu toate că plugurile au avut o utilizare redusă, în medie numai 20%, totuși s-au obținut indici tehnico-economici îmbunătățiți : înaintarea lunară medie de 36,6—53 m, productivitatea medie a muncii 6,6—14,1 t/post, productivitatea maximă 9,7—21,6 t/post, producția medie zilnică 349—684 t, granulație (+6 mm)—55—73,6%.

Demciuk, P. A. : **Aparat pentru măsurarea concentrației prafului de cărbune în aerul de mină.** Ugol Ukrainî, nr. 2, 1964, p. 43.

Se descrie aparatul de măsurat conținutul de praf KMR—2, de construcție cehoslovacă, care este de dimensiuni mici și cîntărește 1,6 kg.

Aparatul constă din pompă manuală, ventil și duză de strangulare. O cursă completă asigură aspirarea a 250 cm^3 de aer cu o viteză constantă. La un capăt al aparatului se află un suport pentru filtre.

Principiul de funcționare este bazat pe gradul de întunecare a filtrului în cazul aspirării aerului supus controlului.

Pe baza unei tabele se determină conținutul de praf în mg/m^3 ca rezultat al comparării culorii filtrului cu culoarea etalonului.

Conținutul de praf în aer determină cu o exactitate de ± 30%. Indicații mai precise se obțin în cazul prafului de granulație mai fină.

Cu acest aparat se pot face măsurări la fața locului, iar repetarea măsurătorilor mărește exactitatea determinărilor.

Cocude, M. : **Încălzire urbană pe bază de energie atomică în Suedia.** Annales des Mines, aprilie 1963, p. 35—42.

În cursul anului 1963 a fost pus în funcție, în apropierea orașului Stockholm, la Agesta, un reactor atomic de tip subteran, alimentînd o centrală mixtă, care produce atît energie termică pentru încălzirea suburbiei Farsta (la 17 km de Stockholm), cît și energie electrică.

Reactorul propriu-zis este amplasat într-o încăpere subterană de 13 000 m^3 volum și folosește drept combustibil într-o primă etapă, cînd va produce numai 65 MW, exclusiv uraniul natural (UO_2). În a doua etapă, cînd centrala va furniza 125 MW, se va utiliza uraniul îmbogățit.

Se descrie aparatura de umplere, sistemul de răcire prin apă grea (D_2O), carcasa, barele de control și alte echipamente ale reactorului.

Producția combinată de căldură și de energie electrică are loc printr-un circuit primar, în care apa grea, care părăsește reactorul la 220°C și 34 bari, își pierde caloriile în profitul apei naturale a circuitului secundar, schimbul petrecîndu-se pe o suprafață de 1 800 m^2. Vaporii secundari rezultați, cu o temperatură de 198°C și 15 bari presiune, se destind într-o turbină, care antrenează un alternator și care în cea de-a doua etapă de funcționare va avea două condensatoare la temperaturi diferite. În condensator se eliberează caloriile necesare încălzirii urbane. Rețeaua de încălzire urbană este alimentată de către centrala de la Agesta prin două canalizări de 3,5 km lungime (600 mm diametru), cu temperatură de 100°C la plecare și de 70°C la întoarcere.

Din producția primei etape, 55 MW sînt folosiți pentru încălzire urbană, instalațiile refrigerente fiind calculate în consecință. În cea de-a doua etapă, surplusul de 60 MW va fi utilizat exclusiv ca energie electrică.

Repetzki, K. : **Supravegherea la distanță și automatizarea — căi noi pentru ridicarea productivității în exploatarea minieră.** Montan Rundschau, sept. 1963, p. 242—247.

Posibilitatea de a cunoaște simultan mersul tuturor operațiilor din mină, pe care o oferă în exploatările miniere supravegherea la distanță, permite o intervenție rapidă pentru înlăturarea deranjamentelor. Datorită aparatelor electronice se poate ține sub un control permanent presiunea rocilor și apei în puțuri, debitul de aeraj, apariția gazelor nocive ca CH_4, CO și CO_2. De asemenea, se pot supraveghea și dirija de la postul de comandă circuitele de vagonete, distribuția energiei, transportul subteran pe benzi și pe cale ferată, transportul în puț, evacuarea apelor din mină. Într-o exploatare minieră, locul și condiția în care au loc operațiile din mină, sînt în continuă schimbare. Totuși s-a reușit ca multe operații din subteran să fie automatizate, dirijîndu-le după un program prestabilit. Se citează și se descriu astfel de instalații complet automatizate, ca rampa de încărcare, circuite de vagonete, instalații subterane pentru sfărîmarea rambleului etc.

SOMMAIRE

Savul, M. et Pomîrleanu, V.: *L'importance de la méthode statistique dans la géothermométrie.*

Cenuşe, C., Tomov, I., Cenuşe, V. et Melenciuc, Vl.: *Procédés et moyens de remblayage mécanisé au fond (II).*

Dumitrescu, E.: *Réalisations concernant la substitution du bois de mine comme matériel de soutènement dans les travaux miniers au Trust des mines d'or de Brad.*

Sont présentés les résultats acquis à la suite d'une série d'essais entrepris dans les mines aurifères du Trust de Brad, poursuivant la substitution du bois de mine par d'autres matériaux. Tout d'abord on donne le mode de comportement du bois de mine et sa consommation spécifique au soutènement des travaux miniers, en indiquant ensuite les matériaux pouvant le remplacer ainsi que les résultats y obtenus.

Tătaru, S.: *L'épuration des eaux résiduelles aux usines de traitement des minerais.*

L'auteur expose les procédés appliqués à l'épuration des eaux résiduelles résultant aux usines de traitement des minerais, ainsi que les possibilités de récuperer certains réactifs y contenus.

NOTES

Constantinescu, I. et Darabont, Al.: *Marteau-piqueur a commande électrique*

Les auteurs indiquent les principes de calcul et le mode de fonctionnement d'un marteau-piqueur actionné électriquement.

Tulliu, D. et Iacob, I.: *La mise en valeur des minerais de fer pauvres et siliceux par le procédé Krupp-Renn.*

INFORMATIONS

Centre d'études et de recherches pour la préparation des minerais en France.

COMPTE-RENDUS

DOCUMENTATION

CONTENTS

Savul, M. and Pomîrleanu, V.: *The importance of the statistical method in geothermometry.*

Cenuşe, C., Tomov, I., Cenuşe, V. and Melenciuc, Vl.: *Methods and means of mechanized filling in underground works. II.*

Dumitrescu, E.: *Results concerning the substitution of wood timbering in the mining works of the Trust for Gold Mining-Brad.*

In the article, the results of experiments carried out at the mining exploitations of the Trust for Gold Mining-Brad, concerning the substitution of wood by other materials, in the timbering of mining works, are exposed.

After discussing the behaviour and the consumption of wood in the timbering of mining works, the results obtained by replacing wood with other materials, in the timbering works, are set forth.

Tătaru, S.: *The treatment of the residual waters resulted from the ore dressing plants.*

The author shows the possibilities of treatment of the residual waters, leaving the ore dressing plants, as well as the possibility of recovering some of the reagents contained in them.

NOTES

Constantinescu, I. and Darabont, Al.: *About an electric driven pick-hammer.*

In the article the elements of calculation and the running of an electric driven pick-hammer are exposed.

Tulliu, D. and Iacob, I.: *The utilization possibilities of poor, siliceous iron ores, applying the Krupp-Renn method.*

INFORMATIONS

Study and research centres for ore dressing in France.

REVIEWS

DOCUMENTATION

MINISTERUL ÎNVĂŢĂMÎNTULUI
INSTITUTUL DE PETROL GAZE ŞI GEOLOGIE

ANUNŢĂ:

Pentru anul universitar 1964—1965

CONCURS DE ADMITERE

LA URMĂTOARELE FACULTĂŢI:

FACULTATEA DE GEOLOGIE TEHNICĂ

SECŢIA GEOLOGIE TEHNICĂ

Pregăteşte ingineri geologi pentru prospectarea şi explorarea zăcămintelor petrolifere şi miniere, precum şi pentru lucrări hidrogeologice legate de proiectarea şi executarea construcţiilor, amenajărilor hidrotehnice, lucrărilor subterane.

SECŢIA DE PROSPECŢIUNI GEOFIZICE

Pregăteşte ingineri geofizicieni pentru descoperirea şi explorarea zăcămintelor petrolifere şi miniere prin metode geofizice moderne.

FACULTATEA DE EXPLOATAREA ZĂCĂMINTELOR DE ŢIŢEI ŞI GAZE

Pregăteşte ingineri de foraj-extracţie, specialişti în domeniul forării sondelor şi al proiectării şi exploatării zăcămintelor de ţiţei şi gaze.

FACULTATEA DE TEHNOLOGIA ŞI CHIMIZAREA ŢIŢEIULUI ŞI GAZELOR

Pregăteşte ingineri tehnologi pentru sectoarele de prelucrare a ţiţeiului şi gazelor şi pentru industria petrochimică.

FACULTATEA DE MAŞINI ŞI UTILAJ PETROLIER

Pregăteşte ingineri mecanici pentru proiectarea, fabricarea, exploatarea şi întreţinerea maşinilor şi instalaţiilor din industria petrolieră şi petrochimică.

Durata studiilor este de 5 ani pentru toate facultăţile.

CONCURSUL DE ADMITERE

SE VA ŢINE CU ÎNCEPERE DE LA 7 SEPTEMBRIE 1964

Pentru Facultatea de geologie tehnică — secţia prospecţiuni geofizice, Facultatea de exploatarea zăcămintelor de ţiţei şi gaze şi Facultatea de maşini şi utilaj petrolier, la concursul de admitere se dau următoarele probe:

— Algebră, trigonometrie şi calcul diferenţial — scris şi oral
— Geometrie plană şi în spaţiu — scris
— Fizică (mecanică, căldură, electricitate, structura atomului) — scris şi oral

Pentru Facultatea de geologie tehnică — secţia geologie tehnică — la concursul de admitere se dau următoarele probe:

— Matematici (algebră, trigonometrie, geometrie plană şi în spaţiu) — scris şi oral
— Fizică (mecanică, căldură, electricitate, structura atomului) — scris şi oral
— Geologie — scris

Pentru Facultatea de tehnologia şi chimizarea ţiţeiului şi gazelor, la concursul de admitere se dau următoarele probe:

— Matematici (algebră, trigonometrie, geometrie plană şi în spaţiu) — scris şi oral
— Chimie — scris şi oral
— Fizică (mecanică, căldură, structura atomului) — scris

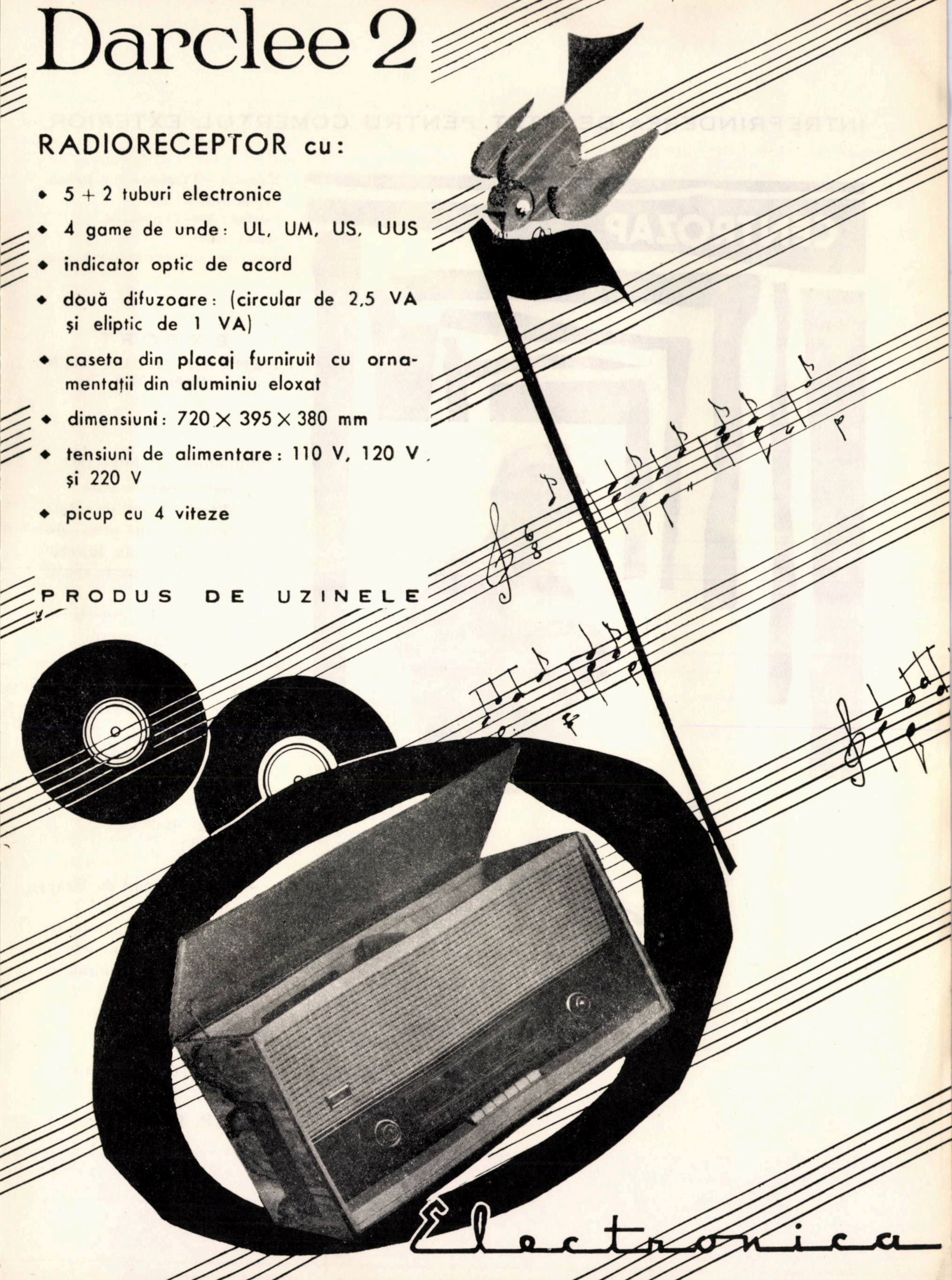
Înscrierile pentru concurs se primesc începînd cu data de 15 august a. c., la secretariatele facultăţilor, în localul Institutului de petrol, gaze şi geologie din Bucureşti, str. Traian Vuia nr. 6, telefon 12.77.96 şi 12.70.04. Condiţiile de admitere şi programele disciplinelor de la concursul de admitere sînt expuse în broşura: „Admiterea în învăţămîntul superior" editată de Ministerul Învăţămîntului.

Darclee 2

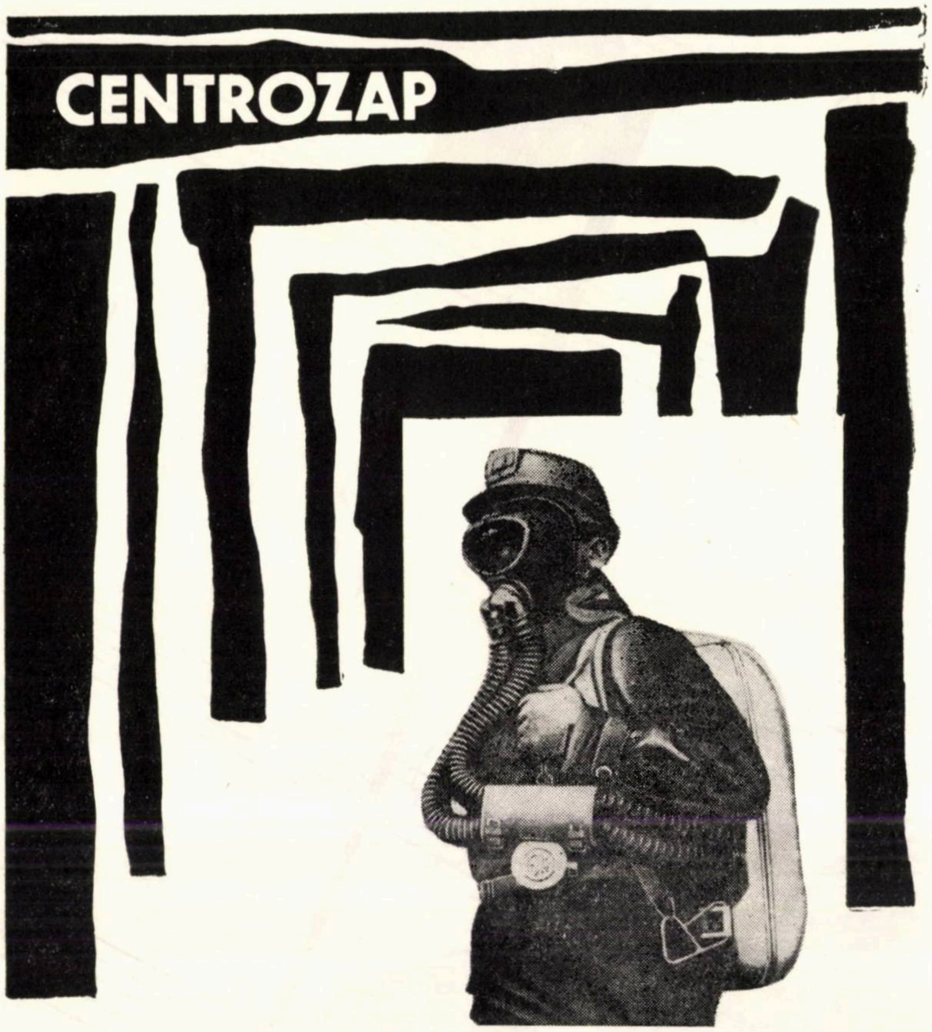
RADIORECEPTOR cu:

- 5 + 2 tuburi electronice
- 4 game de unde: UL, UM, US, UUS
- indicator optic de acord
- două difuzoare: (circular de 2,5 VA și eliptic de 1 VA)
- caseta din placaj furniruit cu ornamentații din aluminiu eloxat
- dimensiuni: 720 × 395 × 380 mm
- tensiuni de alimentare: 110 V, 120 V și 220 V
- picup cu 4 viteze

PRODUS DE UZINELE



INTREPRINDEREA DE STAT PENTRU COMERȚUL EXTERIOR



Katowice — 7 Ligonia — R.P. Polonă
Căsuţa poştală : 825
Telefon : 329—61 ; 366—06
Telex : 18209
Telegrame : CENTROZAP—Katowice

EXPORT
PENTRU INDUSTRIA MINIERA

Echipament de protecţie :

- detectoare de gaze
- diferite tipuri de măşti
- aparate cu priză de aer liber prin injecţie pentru lucrări în spaţii închise
- aparate de protecţie a căilor respiratorii

Echipament de respiraţie :

- aparate respiratorii în circuit închis
- aparate de salvare
- aparate de absorbţie
- măşti
- tărgi universale

Precum şi :

- amorse
- diferite tipuri de lămpi miniere
- instalaţii de încărcare şi lămpării complete
- manometre hidraulice

CENTROZAP

Producător :

FABRYKA SPRZETU RATOWNICZEGO
I LAMP GORNICZYCH — F.S.R.
Tarnowskie Góry — R. P. Polonă

OS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT

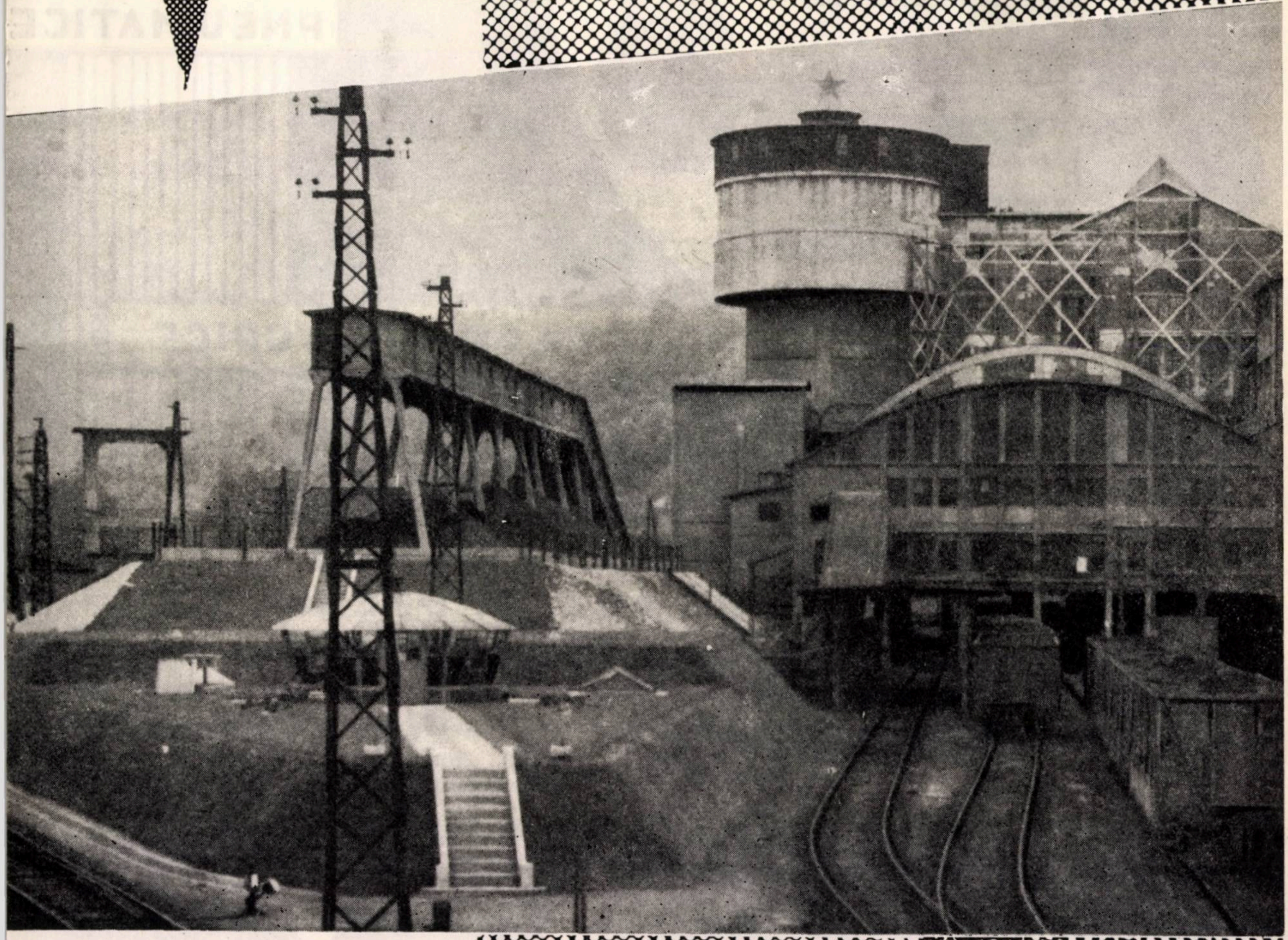
UZINA DE PREPARARE A CĂRBUNELUI

LUPENI

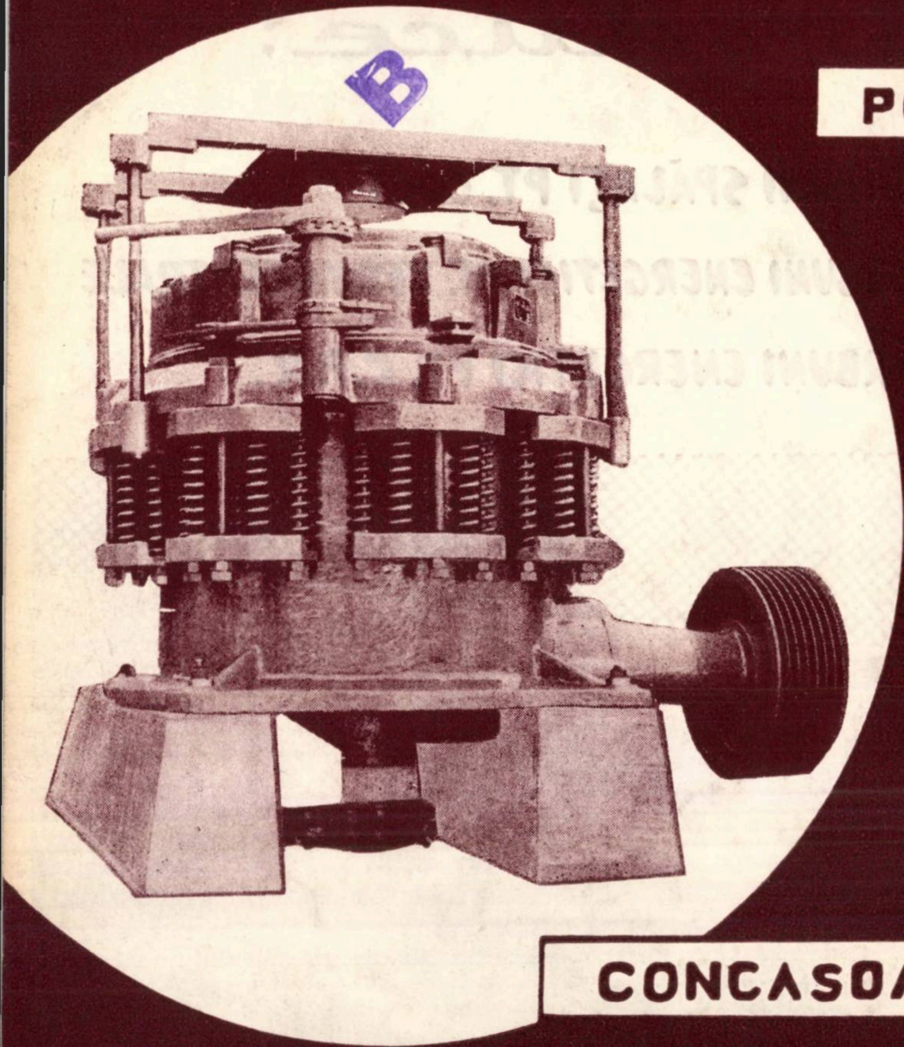
LUPENI, STR. VITOS GAVRILĂ Nr. 1

produce:

- **CĂRBUNI SPĂLAȚI PT. COCS**
- **CĂRBUNI ENERGETICI PT. TERMOCENTRALE**
- **CĂRBUNI ENERGETICI PT. C.F.R.**



UZINA INDEPENDENTA SIBIU
execută utilaje cu randamente
superioare pentru industria minieră



POMPE DE VID

SUFLANTE

PERFORATOARE
PNEUMATICE

CONCASOARE GIRATORICE

FILTRE DE VID

CIOCANE DE ABATAJ PNEUMATICE

INDEPENDENTA
SIBIU

E 1433

REVISTA MINELOR

8

AUGUST

1964

BUCUREȘTI

VOLUMUL XV • PAGINA 369 — 428

Revista MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ȘI ENERGIEI
ELECTRICE ȘI AL CONSILIULUI NAȚIONAL
AL INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS C.

CUPRINS

ALMĂȘAN, B. : **Industria minieră în cei 20 de ani de la eliberarea patriei noastre** . . . . . . 369—371

Ziua Minerului 372

RADU, C. : **Activitatea Trustului de prospecțiuni și explorări miniere (T.P.E.M.) în anii puterii populare în domeniul explorărilor și deschiderilor de mine noi** . . . 373—375

SCRIPĂȚ, V. : **Dezvoltarea cercetărilor miniere în R.P.R. și aportul acestora în industria extractivă minieră** . . . . 376—379

CENUȘE, C. : **Dezvoltarea și realizările Institutului de proiectări miniere în cei 14 ani de activitate** . . . 380—382

* * * **Obiective miniere noi** . . . 383—384

SZUDER, W. și CALOIANU, GH.: **Valea Jiului după 20 de ani de la eliberare** . . . . 385—389

CODREANU, GH.: **Realizările Trustului minier Baia Mare în perioada celor 20 de ani de la eliberare** . 389—392

APOSTOL, GH. : **Realizări obținute în anii puterii populare la Trustul minier Deva** . . . . 393—397

POPESCU, I. : **Dezvoltarea exploatărilor de lignit ale Trustului minier Muntenia în cei 20 de ani de la eliberare** . . . . 398—401

ARSIN, C. : **Din realizările Trustului aurului Brad în anii regimului de democrație populară** . . . . 402—405

BĂTĂCUI, C. : **Industria minieră, ramură nouă în plină dezvoltare în regiunea Oltenia** . . . . . 405—409

POPA, N. și DICULESCU, C. : **Dezvoltarea exploatărilor Trustului minier Cluj în perioada 1944—1964** . 409—412

MÜLLER, L. și DRAGOTĂ, M. : **Dezvoltarea industriei extractive din regiunea Crișana în anii de democrație populară** . . . . . . 412—413

ROȘCA, C. : **Aspecte privind dezvoltarea industriei miniere din regiunea Dobrogea în anii regimului de democrație populară** . . . . 414—417

CRĂCIUN, L. : **Din realizările Trustului minier Mureș în cei 20 de ani de la eliberare** . . . . 418—420

BODEANU, Z. și BOCANETE, E. : **20 de ani de realizări în sectorul extractiv al sării** . . . . 421—423

LUBENESCU, D. și TEICH, I. : **Aspecte ale dezvoltării industriei miniere din R.P.R. în cei 20 de ani de la eliberare în lumina datelor statistice** 424—428

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. LUBENESCU D., Laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct; ing. ANTON P.; ing. BĂLTĂREȚU R.; conf. ing. BUZATU C; candidat în științe prof. ing. COVACI ȘT.; economist ENACHE M.; ing. FOLEA I.; prof. dr. ing. HUBER PANU membru corespondent al Academiei R.P.R., prof. dr. IANOVICI V. membru corespondent al Academiei R.P.R., Laureat al Premiului de Stat; ing. KISS A.; ing. ROMAN P.; ing. ȘERBAN A.: prof. ing. VANCI GH., candidat în științe ing. VLAD P.

I. P. I. — c. 2370

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT

Industria minieră în cei 20 de ani de la eliberarea patriei noastre

Ing. BUJOR ALMĂȘAN
ministrul minelor și energiei electrice

În acest an, la 9 august, se sărbătorește Ziua Minerului, prilej de cinstire a tradițiilor eroice de luptă și de muncă ale minerilor din țara noastră.

Tot în luna august, poporul nostru sărbătorește cea de-a XX-a aniversare a eliberării patriei noastre și trece în revistă, cu mîndrie, realizările obținute în această perioadă istoricește scurtă, manifestîndu-și recunoștința fierbinte față de Partidul Muncitoresc Romîn și Comitetul său Central, în frunte cu tovarășul Gheorghe Gheorghiu-Dej, pentru drumul luminos ce i-a fost deschis.

Folosind prilejul acestei duble sărbători, miile de muncitori, tehnicieni, ingineri și funcționari care lucrează în industria minieră, își întorc privirea spre stările de lucruri ce au existat în această industrie în perioada dinainte de 23 August 1944, apoi urmăresc firul evenimentelor ulterioare, drumul parcurs, eforturile depuse și succesele obținute în mineritul nostru, în cei 20 de ani de la eliberare.

După cum se știe, țara noastră dispune de numeroase și variate substanțe minerale utile solide, din care unele se exploatează încă dinaintea ocupației romane a Daciei.

Cu toată vechimea mare a mineritului nostru și cu toată importanța deosebită ce o prezintă activitatea minieră pentru progresul economic al unei țări, pînă la sfîrșitul celui de-al doilea război mondial industria minieră din Romînia avea un potențial redus, caracterizat prin cunoașterea cu totul insuficientă a rezervelor geologice, investiții mici, nivele de producție reduse, exploatare și valorificare nerațională a zăcămintelor (se exploatau numai porțiunile cu conținuturi bogate sau cu condiții ușoare de zăcămînt, se consumau în scopuri energetice cărbuni cocsificabili, în timp ce cocsul se importa etc.), prin condiții grele de muncă (predominarea muncii manuale, mecanizarea fiind cu totul redusă), prin condiții grele de trai (salarii reduse, lipsa spațiilor de cazare și a construcțiilor social-culturale etc.). De asemenea, lipsa mijloacelor de protecție și de securitate a muncii a dus la un mare număr de accidente individuale și colective. La toate acestea se adăuga continua nesiguranță a zilei de mîine, șomajul cronic.

Muncitorii minieri au dus lupte eroice împotriva asupririi capitaliste, începînd cu greva din 1874 și culminînd cu greva din 4—6 august 1929 de la Lupeni, minerii situîndu-se în primele rînduri ale mișcării muncitorești din țara noastră.

Ziua de 23 August 1944 a însemnat începutul unor transformări radicale în viața patriei noastre, care au schimbat fundamental și aspectul industriei miniere. Într-adevăr, industria minieră a cunoscut, în perioada de la eliberare, o importantă dezvoltare. Elementul hotărîtor al acestei dezvoltări l-a constituit politica marxist-leninistă de industrializare socialistă a țării, promovată cu fermitate de partidul nostru, în cadrul căreia se acordă prioritate dezvoltării industriei grele, folosind la maximum bogățiile naturale ale țării. Cum industria minieră are ca obiectiv exploatarea și prepararea bogățiilor subsolului, ea a devenit o ramură de bază a industriei noastre socialiste, trebuind să țină pasul și să se dezvolte în armonie cu restul ramurilor industriei grele, fiind astfel ridicată la un loc de frunte în cadrul economiei naționale.

Liniile principale privind dezvoltarea diferitelor ramuri și sectoare ale industriei miniere, trasate prin hotărîrile Conferinței naționale a P.C.R. din octombrie 1945, prin planul de electrificare a țării, prin hotărîrile Conferinței pe țară a muncitorilor minieri din 1952 de la Petroșeni, prin Directivele Congresului al II-lea și al III-lea ale P.M.R. și prin planurile de perspectivă și planurile anuale de stat, pot fi sintetizate în creșterea bazei materiale, dezvoltarea capacităților de producție, ridicarea nivelului tehnic al activității miniere și îmbunătățirea condițiilor de muncă și de trai ale muncitorilor minieri.

În vederea traducerii în viață a directivelor partidului cu privire la dezvoltarea industriei miniere, în perioada 1951—1963 acesteia i s-au alocat importante fonduri de investiții — 12,8 miliarde lei. De asemenea, după eliberare i s-au creat condiții favorabile pentru organizarea activității de cercetări științifice și de proiectări, pentru asimilarea și fabricarea în țară a mașinilor și utilajelor necesare dotării tehnice a minelor ; s-au creat condiții favorabile pentru recrutarea, calificarea și stabilizarea cadrelor în bazinele miniere, prin aplicarea unui sistem adecvat de salarizare, prin realizarea unui vast program de construcții social-culturale.

În cei 20 de ani de la eliberarea patriei noastre, oamenii muncii din industria minieră sub conducerea partidului au obţinut succese deosebite în toate ramurile şi sectoarele de activitate ale acestei industrii.

O primă preocupare a fost creşterea rezervelor de substanţe minerale utile. În acest scop a fost organizată activitatea de cercetări geologice, atît prin Comitetul geologic, cît şi prin organizaţiile de specialitate cu caracter departamental.

Fondurile importante primite pentru cercetările geologice (circa 2,3 miliarde lei numai pentru organizaţiile departamentale), metodele moderne folosite — procedee geofizice complexe magnetometrice şi electrometrice, carotajul radioactiv, forajul cu alice de oţel şi cu coroane de diamant, tehnologii noi de săpare a lucrărilor pentru explorarea de detaliu, precum şi munca plină de elan a geologilor noştri au dus la însemnate succese. În perioada 1951—1963 rezervele de cărbune au fost sporite de 13,8 ori, cele de minereuri de fier şi complexe de 12 ori, iar cele de minereuri cuprifere de 90 de ori. Au fost sporite considerabil rezervele în bazinele miniere aflate în exploatare şi au fost puse în evidenţă importante rezerve în zone noi, ca cele de huilă cocsificabilă din zona vestică a bazinului Văii Jiului, cele de lignit din Oltenia (Rovinari, Valea Motrului, Valea Jilţului, Albeni-Cărbuneşti), rezervele de minereuri neferoase din Banat (Moldova Nouă), din Carpaţii Orientali (Leşul Ursului), din masivul Poiana Ruscă (Deva, Muncelul Mic), din bazinul Baia Mare (Ilba, Şuior), rezervele de minereuri de fier din regiunea Cluj (Căpuş) ş.a.

Creşterea rezervelor şi fondurile de investiţii primite au făcut posibilă o dezvoltare în ritmuri accelerate a capacităţilor de extracţie şi de preparare, în primul rînd prin dezvoltarea unităţilor existente şi apoi prin construirea a 30 de mine şi 23 instalaţii de preparare noi. În acest fel, în anul 1963, comparativ cu anul 1948, producţia de cărbune a crescut de 3,5 ori (din care producţia de cărbune spălat pentru cocs de 13,5 ori), producţia de sare a crescut de 4,6 ori, cea de minereuri de fier de 11 ori, iar cea de minereuri nemetalifere şi neferoase de 17 ori (din care minereurile cuprifere de 50 de ori).

Astfel, necesităţile economiei naţionale, care au crescut şi ele vertiginos, au putut fi acoperite în întregime la cărbune energetic, la plumb şi la zinc, la sare şi la majoritatea substanţelor nemetalifere. De asemenea au putut fi acoperite în proporţii însemnate necesităţile de cărbune cocsificabil, de minereu de fier şi de cupru. Totodată au fost destinate exportului importante cantităţi de sare, mangan, feldspat, talc ş.a.

Prin eforturile susţinute depuse în această perioadă, faţă de cele trei sectoare ale industriei miniere, care au avut în trecut oarecare dezvoltare (cărbunele, metalele preţioase şi sarea), astăzi industria noastră minieră cuprinde şase ramuri şi sectoare, dezvoltate în mod complex, la un nivel tehnic şi de producţie ridicat: industria carboniferă, extracţia şi prepararea minereurilor feroase, extracţia şi prepararea minereurilor neferoase şi preţioase, extracţia şi prepararea substanţelor nemetalifere, extracţia sării, extracţia minereurilor de uraniu.

O activitate de mare importanţă a fost desfăşurată pentru sistematizarea şi raţionalizarea minelor, precum şi pentru ridicarea nivelului tehnic al activităţii miniere. Au fost elaborate şi aplicate planuri de sistematizare pentru fiecare bazin şi pentru fiecare exploatare minieră. Minele vechi exploatate de capitalişti în mod haotic, se dezvoltă astăzi armonios, avînd stabilite perspectivele de dezvoltare, precum şi căile raţionale de realizare a acestora.

Au fost depuse eforturi pentru modernizarea minelor, pentru introducerea celor mai noi metode de exploatare. În primul rînd a fost introdusă şi extinsă exploatarea la zi a lignitului la Rovinari şi Vîrghiş, a minereurilor de fier la Teliuc central şi Căpuş sud. Astăzi peste 35% din producţia de minereu de fier este dată din cariere. La exploatările de cărbune au fost extinse abatajele cu front lung, iar la minele de minereuri — metodele de exploatare cu înmagazinare, cu surpare, cu front lung, cu subetaje etc. În anul 1963 circa 22% din minereul produs a fost extras cu ajutorul metodelor de exploatare cu productivitate mărită.

Introducerea noilor metode de exploatare a mers mînă în mînă cu mecanizarea operaţiilor cu volum mare de muncă şi care necesită un efort fizic însemnat din partea muncitorilor. Astfel se consideră practic terminată la toate minele mecanizarea perforării şi a transportului pe galerii. La minele de cărbuni este mecanizat în proporţie de circa 84% şi transportul în abataje. S-au făcut paşi importanţi pentru trecerea la tăierea cu maşini de mare productivitate în abatajele frontale ale minelor de cărbune (combine la minele de lignit şi pluguri la minele de huilă). De asemenea s-au introdus combine de înaintări la minele de lignit, cu ajutorul cărora s-au obţinut viteze de săpare de peste 600 m pe lună în bazinul Văii Motrului şi peste 200 m pe lună la săparea cu susţinere definitivă.

Succese deosebite şi într-un timp scurt au fost obţinute la introducerea susţinerii metalice, circa 53% din producţia de cărbune a abatajelor frontale extrăgîndu-se din abataje susţinute metalic (faţă de 1,4% în anul 1958). În acelaşi timp, galeriile săpate la minele de cărbune în anul 1963 au fost susţinute metalic sau în bolţari, în proporţie de 57%, reducîndu-se mult consumul de lemn de mină.

Demne de menţionat sînt realizările în activitatea de preparare, cu deosebire în sectoarele de minereuri, unde au fost aplicate fluxuri tehnologice de flotaţie colectiv-selectivă (Baia Borşa — Toroioaga, Bălan), de flotaţie multistadială (Burloaia), tehnologii complexe (flotaţie-cianuraţie de la Baia de Arieş), hidrocicloane în circuitul de clasare a morilor, linii de flotaţie de mare capacitate (mori cu bile de 500 tone pe zi, celule de flotaţie de 2,8 m^3, filtre de vacuum de 30 m^2), precum şi numeroase îmbunătăţiri în fluxurile existente. Introducerea tehnicii noi în domeniul preparării a permis să se menţină şi chiar să se îmbunătăţească randamentele de extracţie în metal, precum şi calitatea concentratelor, în condiţiile unei scăderi a conţinuturilor în minereurile de alimentare. Trebuie să fie subliniat faptul că aceste importante realizări s-au obţinut cu utilaje

proiectate şi fabricate în ţară în proporţie de aproape 100%.

Mai trebuie reţinută realizarea primelor instalaţii de înnobilare a minereurilor de fier, la nivelul tehnicii mondiale (prăjire magnetizantă şi separare magnetică), extracţia sării în soluţie prin sonde cu dizolvare dirijată (metodă ce constituie un brevet al inginerilor romîni), dotarea unor puţuri de mină cu instalaţii de extracţie moderne cu multicablu, realizarea unor funiculare de mare capacitate ş. a.

Este necesar de asemenea să subliniem nivelul tehnic ridicat al noilor mine, aflate în fază înaintată de construcţie: capacităţi ridicate de producţie (600 000 — 1 000 000 t/an), metode moderne de exploatare, grad avansat de mecanizare etc.

Concomitent cu aceste realizări s-a obţinut o importantă concentrare a producţiei, o creştere a productivităţii muncii de 94% pe întreaga industrie minieră (în perioada 1948—1963), precum şi o reducere a preţului de cost, în special în ultimii ani. Astfel, faţă de 1959, în anul 1963 preţul de cost la cărbune a fost redus cu 9,3%, la minereuri neferoase cu 16,4%, iar la minereuri de fier cu 25,6%.

O dată cu realizările pe linie tehnică şi economică au fost schimbate fundamental şi condiţiile de trai ale muncitorilor minieri. La consfătuirea pe ţară a muncitorilor minieri din anul 1952, tovarăşul Gheorghe Gheorghiu-Dej spunea: „Măsurile ce vor fi luate de partid şi de guvern trebuie să pună pe mineri în primele rînduri ale muncitorilor din ţara noastră, ca regim de salarizare, nivel de trai şi cultură". Aceste cuvinte au devenit azi o realitate.

Prin îmbunătăţirile succesive de salarizare din 1952, 1955, 1957 şi 1962 salariile muncitorilor din industria minieră au fost majorate de circa 4 ori faţă de anul 1948.

Grija deosebită a partidului şi guvernului faţă de mineri s-a manifestat şi prin acţiunea largă de construcţii de locuinţe. Astfel, în perioada 1951—1963 s-au construit în bazinele miniere peste 15 000 apartamente, cămine pentru nefamilişti cu circa 20 000 locuri şi 2 000 apartamente din credite acordate de stat, precum şi numeroase obiective social-culturale.

Creşterea importantă a rezervelor, a capacităţilor de producţie, a numărului de cadre calificate permit să se tragă concluzii favorabile asupra perspectivelor ce se deschid industriei miniere din ţara noastră.

Studiile preliminare au scos în relief necesitatea de a dezvolta în continuare producţia de cărbune pentru alimentarea termocentralelor electrice, precum şi pentru nevoile consumului industrial şi casnic.

În vederea acoperirii necesităţilor tot mai mari ale industriei şi pentru reducerea importului de cupru, apare imperios necesară punerea în valoare la potenţial maxim a tuturor zăcămintelor de minereuri neferoase, în primul rînd a celor cuprifere. O preocupare de prim ordin o va constitui îmbunătăţirea calităţii concentratelor, creşterea extracţiei în metal, valorificarea complexă a minereurilor neferoase prin extragere, în afară de metalele de bază — plumb, cupru şi zinc, şi a elementelor rare şi disperse însoţitoare (wolfram, cadmiu, indiu, germaniu, seleniu, telur ş. a.), precum şi a sulfului şi fierului.

O importanţă deosebită se va acorda substanţelor nemetalifere şi sărurilor, în vederea acoperirii necesităţilor economiei naţionale şi creării unor disponibilităţi pentru export.

Răspunzînd chemării partidului şi guvernului, inginerii şi tehnicienii minieri trebuie să fie în fruntea luptei pentru introducerea tehnicii noi, pentru ridicarea activităţii miniere din ţara noastră la nivelul tehnicii mondiale.

Devotamentul şi entuziasmul cu care lucrătorii din industria minieră luptă pentru traducerea în viaţă a hotărîrilor partidului şi guvernului, precum şi bilanţul succeselor obţinute în cei 20 de ani de la eliberare sînt o chezăşie că sarcinile mari ce stau în continuare în faţa industriei miniere vor fi realizate şi depăşite.

ZIUA MINERULUI

— 9 august 1964 —

Sărbătorirea Zilei Minerului este cinstirea adusă de întregul nostru popor eroicelor tradiții de luptă ale minerilor, un semn de înaltă prețuire a muncii rodnice, pline de abnegație a acestui harnic detașament al clasei muncitoare.

În acest an, sărbătorirea Zilei Minerului are un aspect deosebit, deoarece bilanțul realizărilor obținute de muncitorii, tehnicienii, inginerii și funcționarii care lucrează în industria minieră este totodată bilanțul realizărilor închinate celei de a XX-a aniversări a eliberării patriei noastre de sub jugul fascist.

În cinstea acestei sărbători, minerii patriei noastre au obținut succese importante, demne de viața nouă pe care o trăiesc, viață plină de bucuriile muncii libere. Ei nu vor uita însă niciodată viața de crîncenă mizerie și exploatare din anii stăpînirii burghezo-moșierești, munca istovitoare din minele lipsite de cele mai elementare mijloace de mecanizare și protecția muncii, mizeria, foamea, șomajul și lipsa aproape totală a asistenței medicale.

Sub conducerea comuniștilor, minerii s-au ridicat la luptă, cerîndu-și dreptul la muncă și la o viață mai bună, însă burghezia și moșierimea le-au răspuns cu gloanțe. La Lupeni, în 6 august 1929, au fost asasinați în mod bestial zeci de mineri.

Dar vremurile în care a fi miner însemna a fi un vierme al pămîntului au apus pentru totdeauna.

În anii regimului de democrație populară, industria minieră din R.P.R. a cunoscut un avînt continuu. Ea se dezvoltă armonios în cadrul celorlalte ramuri ale economiei naționale.

Îndrumați de partid și călăuziți de perspectivele minunate deschise de către Directivele celui de-al III-lea Congres al P.M.R., minerii dau patriei mai mult cărbune, mai multe minereuri. Astfel, producția de cărbune, comparativ cu anul 1948, a crescut de 3,1 ori, la cărbunii cocsificabili de 13,5 ori, iar producția de lignit, ca urmare a punerii în exploatare de mine noi în bazinele Oltenia, Argeș, Crișana și Ploiești, a crescut de 6,4 ori.

În aceeași perioadă, producția de minereuri de fier a crescut de 11 ori, iar la minereuri neferoase de 17 ori, din care minereul cuprifer de 50 ori.

În țara noastră a fost creată o industrie proprie de utilaj minier. Ca urmare, în perioada 1948—1963 s-a reușit să se proiecteze și să se fabrice în țară 80% din utilajul necesar industriei miniere și aproape în totalitate utilajul necesar instalațiilor de preparare.

Majoritatea acestor utilaje se situează la nivelul tehnicii mondiale.

O dată cu modernizarea minelor s-au îmbunătățit și condițiile de muncă. La exploatările din regiunea Maramureș, în perioada 1945—1964 numărul ventilatoarelor pentru aeraj a crescut de 17,8 ori, iar perforarea găurilor de mină cu perforatoare susținute pe coloane telescopice și dotate cu instalații pentru perforaj umed este complet generalizată.

Rezultate bune au fost obținute și pe linia creșterii calificării de cadre. Numai în perioada 1956—1964 au absolvit cursurile școlilor de mineri de doi ani un număr de circa 17 000 muncitori, iar pentru restul meseriilor necesare industriei miniere, au absolvit școlile profesionale un număr de circa 8 700 muncitori.

Pe linie social-culturală a fost înfăptuit un vast program de construcții de locuințe. În bazinele și localitățile miniere au fost date în folosința minerilor peste 15 000 apartamente și circa 20 000 locuri în cămine pentru nefamiliști.

Pe harta țării au apărut noi orașe miniere, ca : Uricani, Filipeștii de Pădure, Rovinari, Dr. Petru Groza, iar altele sînt în curs de construcție (Motru, Moldova Nouă ș. a.). În orașele miniere vechi și noi s-au construit dispensare, staționare și pavilioane-spital, servicii sanitare, case de odihnă, creșe, magazine pentru aprovizionare, restaurante și cantine, cinematografe și cluburi muncitorești, școli medii de cultură generală ș.a.

Entuziasmați de rezultatele obținute pînă în prezent, muncitorii, tehnicienii și inginerii minieri privesc cu încredere noile sarcini ce le stau în față și asigură partidul și guvernul că le vor aduce la îndeplinire, contribuind astfel la dezvoltarea industriei extractive, la nivelul cerut de construirea socialismului în patria noastră.

Prospecţiuni şi explorări

Ing. *C. RADU*
directorul general al T.P.E.M.

Activitatea Trustului de prospecţiuni şi explorări miniere (T. P. E. M.) în anii puterii populare, în domeniul prospecţiunilor, explorărilor şi deschiderilor de mine noi

Cercetările geologice în sectorul industriei miniere din ţara noastră, orientate în direcţia lărgirii continue a bazei de materii prime, a valorificării la maximum a bogăţiilor subsolului, se încadrează în politica Partidului Muncitoresc Romîn cu privire la industrializarea socialistă a ţării şi dezvoltarea cu precădere a industriei grele.

În vederea dezvoltării continue a activităţii geologice au luat fiinţă organizaţii geologice specializate printre care în anul 1954 şi Trustul de prospecţiuni, explorări şi deschideri de mine noi, cu unităţile sale regionale, avînd ca sarcină principală asigurarea rezervelor de substanţe minerale utile necesare exploatărilor miniere existente în continuă dezvoltare precum şi prospectarea, explorarea şi deschiderea de mine în zone noi. Din anul 1961 trustul este subordonat Ministerului Minelor şi Energiei Electrice şi cuprinde o sferă largă de activitate.

Prin lucrări miniere şi de foraj executate de trust au fost puse în evidenţă importante volume de rezerve de substanţe minerale utile ca : minereuri complexe, minereuri cuprifere, minereuri aurifere, minereuri de fier, cărbuni, săruri de potasiu, substanţe minerale nemetalifere (argile refractare, caolin, mică, bentonită, nisipuri cuarţoase, disten etc.).

Sectorul metalifer

Ca urmare a activităţii de prospecţiuni şi explorări desfăşurate de trust, rezervele de minereuri neferoase, puse în evidenţă, au marcat importante creşteri. Au fost explorate şi date în producţie noi mine de minereuri neferoase ca : Baia Borşa, Dognecea, Muncel, Ilba. Sînt în curs lucrările de deschidere a zăcămîntului de la Leşul Ursului.

Alături de exploatările miniere, T.P.E.M. a adus un aport important la dezvoltarea bazei de rezerve a minelor Cavnic, Băiuţ, Bălan şi Deva. În urma lucrărilor de prospecţiune s-a delimitat un nou zăcămînt de neferoase în zona Cicîrlău (bazinul Baia Mare), cu perspective de deschidere a unei mine noi.

De asemenea, s-au realizat creşteri apreciabile de rezerve la minereurile aurifere. Din aceste creşteri 80—90% sînt puse în evidenţă în cîmpuri noi, în special în bazinul Baia Mare. Astfel, a fost prospectat, explorat şi pregătit pentru exploatare zăcămîntul Şuior, unul din cele mai importante zăcăminte puse în evidenţă în ţara noastră în ultimii zece ani. Într-o fază avansată de explorare se găseşte şi zăcămîntul Borzaş din acelaşi bazin minier. A fost redeschisă mina Valea Roşie, mărindu-se prin explorări rezervele de minereuri aurifere, atît la această mină, cît şi la minele Băiuţ, Săsar şi Baia de Arieş.

Sînt în continuare cercetări prin lucrări de prospecţiuni şi explorări în zonele Ilba—Cicîrlău, Baia Sprie, Cavnic din bazinul Baia Mare precum şi în zonele Cîinel—Hărţăgani, Măgura—Făerag, Baia de Arieş din Munţii Apuseni.

În ceea ce priveşte *minereurile de fier*, obiectivele principale atacate de T.P.E.M. au fost Poiana Ruscă şi Lueta. În primii ani de activitate a unităţilor noastre s-a explorat mina centrală Teliuc (1955) explorările concentrîndu-se apoi pe cercetarea zonei estice a minelor Ghelar şi Teliuc unde s-a reuşit să se identifice zone mineralizate noi, estimîndu-se astfel pînă la 1 ianuarie 1964 o creştere a rezervelor faţă de 1955 de circa de 150%. În prezent lucrările de explorare ale acestor zone noi, Teliuc est şi Ghelar est, se apropie de faza lor finală fiind în curs lucrările de deschidere în vederea dării lor în exploatare.

În zona Lueta începînd din anul 1959 s-a trecut la explorarea în extindere punîndu-se în evidenţă noi şi importante rezerve de minereuri de fier.

Sectorul cărbune

Cercetările geologice pentru cărbuni, efectuate de către T.P.E.M., s-au axat pe dezvoltarea bazei de rezerve la minele în exploatare şi pe determinarea de noi cîmpuri miniere.

Cele mai importante realizări în decursul celor zece ani de activitate o constituie identificarea şi mărirea volumului de rezerve în bazinul carbonifer al Văii Jiului (pentru cărbuni cocsificabili şi energetici), bazinul Sălajului din nord-vestul ţării şi în Subcarpaţi (pentru ligniţi).

Astfel, în Valea Jiului, concomitent cu mărirea volumului de rezerve la exploatările Petrila, Lonea, Lupeni, Vulcan, Aninoasa s-au determinat şi noi cîmpuri carbonifere la Livezeni, Bărbăteni, Uricani, Hobiceni I şi Hobiceni II, Cîmpul lui Neag şi Paroşeni, realizîndu-se astfel, faţă de anul 1950, o creştere de rezerve totale de 400%. În nord-vestul Transilvaniei, în decursul aceleiaşi perioade rezervele de lignit au crescut cu 400%, iar cele din Subcarpaţi (Doiceşti, Schitu-Goleşti, Şotînga etc.) cu 450%. Lucrările geologice desfăşurate la Ţebea pentru cărbune brun au pus în evidenţă rezerve (circa 600% faţă de anul 1950), care au permis întocmirea studiului de sistematizare a minei.

Sectorul nemetalifer

În ultimii zece ani au fost puse în evidenţă rezerve importante de argilă refractară (Munţii Pădurea Craiului), de bentonită, de mică, disten, feldspaţi, talc, azbest, nisipuri cuarţoase etc.

Din anul 1959 au început lucrările de explorare ale sărurilor de potasiu din zona Tazlău—Piatra Neamţ, identificîndu-se un volum de rezerve care a permis începerea lucrărilor de deschidere a noii mine de la Tazlău.

O preocupare permanentă a T.P.E.M. a fost aplicarea metodelor moderne în cercetările geologice.

Astfel, în domeniul *prospecţiunilor*, metodele clasice au fost îmbunătăţite şi completate prin : metoda stratigrafică, structurală de cartare a complexelor metamorfice (Poiana Ruscă), metoda de cartare litologică-structurală a complexelor sedimentar-efuzive Baia Mare, studiul fenomenelor de alterare hidrotermală (Munţii Apuseni şi Baia Mare) etc. Aplicarea metodelor geochimice de prospectare a dat rezultate bune în cazul zăcămintelor Şuior, Baia Borşa, Leşul Ursului şi Bălan. O largă aplicare au cunoscut şi metodele geofizice, care au contribuit la lămurirea unor probleme structurale importante (Poiana Ruscă, Baia Mare) sau la detectarea unor zone mineralizate noi (Poiana Ruscă, Leşul Ursului, Şuior, Bălan).

Carotajul geofizic completat şi cu metode radioactive a contribuit la determinarea cu mai multă precizie a stratelor de cărbuni şi de minereuri.

În domeniul *explorărilor*, forajul cu sondeze a fost mult extins, parcul de utilaje fiind împrospătat cu instalaţii moderne pentru adîncimi de foraj de 150—1 200 m. Se utilizează pe scară tot mai largă forajul cu prăjini grele, forajul cu diamante, cu sape cu role etc. La execuţia lucrărilor miniere se utilizează perforatoare montate pe suporţi pneumatici, se extind perforatoare cu înaltă frecvenţă. La lucrările de lung metraj s-au introdus maşini de încărcat şi transportul mecanizat cu locomotive. În ultimii ani se experimentează susţinerile moderne cu ancore şi beton torcret.

Datorită acestor măsuri productivitatea muncii în T.P.E.M. înregistrează o creştere, din anul 1956 şi pînă în anul 1963, cu circa 47% pe total salariaţi şi cu circa 64% pe total muncitori. Rezultatele economice ale indicatorilor îmbunătăţiţi se oglindesc şi în reducerea preţului de cost cu 20% în anul 1963 comparativ cu anul 1956 (calculat în valori decontate pe 1 000 lei producţie globală), vădind astfel o preocupare crescîndă pentru îmbunătăţirea eficienţei lucrărilor geologice, sarcină trasată de Directivele celui de-al III-lea Congres al P.M.R.

•

Un important sector de activitate în cadrul T.P.E.M. îl constituie construcţiile miniere, volumul acestor lucrări fiind cu 423% mai mare în anul 1964 faţă de anul 1954. În afara lucrărilor speciale ca, puţuri de extracţie, galerii principale de transport, executate la Baia Mare, Rodna, Baia Borşa, Baia de Arieş, Teliuc etc., în ultimii ani s-au deschis şi s-au executat lucrări pregătitoare dînd în producţie zăcămintele de la Dognecea, Şuior, Toroioaga, Burloaia, Ilba.

Pentru prima dată în ţară T.P.E.M. aplică metoda trusei tăietoare pentru săparea puţului Berevoieşti. Tot pentru prima dată în ţară au fost executate şi lucrările de pregătire pentru săparea prin congelare a puţurilor Godeni şi Poienari.

În prezent, sarcinile importante al T.P.E.M. constau în terminarea lucrărilor de deschidere şi pregătire a zăcămintelor de minereuri neferoase de la Leşul Ursului şi Moldova Nouă, deschiderea şi pregătirea zăcămintelor Ghelar est şi Teliuc est, deschiderea zăcămîntului Şuior în zona sa inferioară prin executarea galeriei magistrale Baia Sprie—Şuior—Cavnic, cu lungime finală de circa 9 km. Atît lucrările ce se desfăşoară la această magistrală, cît şi cele de la tunelul Aluniş (Pîrîul Ursului—Ostra) în lungime de 6 km şi de la Moldova Nouă în lungime de 3 km, sînt organizate la nivelul tehnicii moderne, operaţiile de săpare, încărcare şi transport din aceste tunele fiind complet mecanizate.

Muncitorii, inginerii şi tehnicienii de la Trustul de prospecţiuni şi explorări miniere vor depune eforturi sporite pentru a pune în evidenţă noi rezerve de substanţe minerale utile, necesare dezvoltării industriei miniere, contribuind în felul acesta la dezvoltarea industriei noastre socialiste — factor hotărîtor în desăvîrşirea construirii socialismului în ţara noastră.

Cercetări

Dezvoltarea cercetărilor miniere în R.P.R. şi aportul acestora în industria extractivă minieră

Ing. V. SCRIPĂŢ
directorul Institutului
de cercetări miniere (ICEMIN)

Dezvoltarea impetuoasă, în anii puterii populare, a industriei şi în primul rînd a industriei grele, cu pivotul ei — industria constructoare de maşini — a necesitat şi necesită în continuare un efort susţinut pentru lărgirea bazei energetice şi de substanţe minerale utile şi valorificarea superioară a acestora, astfel încît nevoile economiei să fie asigurate într-o măsură din ce în ce mai mare.

În acest sens, industriei extractive miniere i-au revenit şi îi revin sarcini de o deosebită importanţă pentru asigurarea producţiei de minereuri şi cărbune la nivelul prevederilor Directivelor celui de-al III-lea Congres al P.M.R.

Corespunzător acestor sarcini, activitatea de cercetări miniere în domeniul tehnologiilor de extracţie şi preparare a substanţelor minerale utile a fost amplificată şi intensificată , avînd ca obiectiv lărgirea capacităţilor de producţie în minele şi uzinele de preparare existente şi stabilirea elementelor necesare proiectării, construirii şi punerii în funcţiune a noi unităţi miniere. Pentru a crea cele mai bune condiţii de realizare a acestor sarcini, la începutul anului 1961 activitatea de cercetări miniere a fost grupată într-un institut central, iar la unităţile miniere mari au fost organizate sectoare de cercetări pentru problemele specifice acestora.

Dar începutul activităţii de cercetare în industria minieră nu se situează în anul 1961, ci cu mult timp înainte.

Primele nuclee de cercetare minieră în domeniul preparării minereurilor şi cărbunilor au fost organizate în anul 1949, după actul naţionalizării, în cadrul fostului ICEPS — Întreprinderile chimice pentru cercetări şi producţie semifabricată şi Institutul tehnologic de cercetări pentru cărbuni, petrol şi minereuri.

În anul 1950 se conturează mai bine profilul organizaţiilor de cercetări miniere prin încadrarea lor în ICEPROM — Institutul de cercetări şi proiectări miniere — şi ICP — Institutul de cercetări pentru cărbune şi petrol.

Paralel cu creşterea sarcinilor industriei extractive miniere se dezvoltă şi activitatea de cercetare, iar în anul 1956 aceasta se concentrează în cadrul unui institut unic — ICEMIN.

Actualmente, Institutul de cercetări miniere cuprinde cinci secţii de cercetare specializate pe probleme din domeniul extracţiei şi preparării minereurilor şi cărbunilor, precum şi o filială, în Petroşeni, cu două secţii de cercetare pentru securitatea muncii în subteran.

În anul 1957 institutul a fost dotat cu o instalaţie pilot pentru prepararea minereurilor neferoase, iar în anul 1960 a fost amenajată o instalaţie pilot pentru prepararea minereurilor de fier.

La sfîrşitul anului 1963, a fost pusă în funcţiune, la Petroşeni, o construcţie modernă pentru laboratoarele secţiei de cercetări pentru securitatea minieră.

Drumul ascendent parcurs de cercetările miniere de la modestele nuclee din anul 1949 şi pînă în prezent, exprimă grija pe care conducerea de partid şi de stat a acordat-o acestui gen de activitate.

În momentul de faţă în institut lucrează 180 cercetători şi 85 tehnicieni, iar capacitatea de lucru a institutului a crescut faţă de anul 1956 de aproape 2,5 ori.

Sub aspectul dotaţiei tehnico-materiale institutul dispune actualmente de utilaje şi aparatură pentru efectuarea unei game vaste de lucrări de laborator şi în staţii pilot, precum şi de unele utilaje şi dispozitive care au servit şi servesc în experimentările la scară industrială.

Față de anul 1956 volumul dotației tehnico-materiale (în expresie valorică), în ceea ce privește utilajele și aparatura, a crescut în anul 1963 de peste 4,5 ori. An de an institutul nostru este dotat cu aparatură și utilaj modern, ceea ce a dat posibilitatea de a se ataca probleme din ce în ce mai complexe, strîns legate de necesitățile producției.

În perioada 1950—1963, au fost efectuate peste 1 200 lucrări de cercetare din domeniul minier, din care peste 450 în fază pilot, semiindustrială și industrială. Pe sectoare de activitate, 430 lucrări privesc tehnica exploatării și tehnica securității muncii în subteran, iar 770 — prepararea cărbunilor, minereurilor feroase, neferoase, aurifere și nemetalifere.

Trebuie menționat că, în paralel cu organizarea și dezvoltarea activității de cercetare într-un institut unic, au fost organizate sectoare de cercetare la unitățile miniere mari. Un asemenea sector, a cărui activitate este cunoscută și apreciată, este cel din cadrul Trustului minier Baia Mare.

Actualmente, în aceste sectoare activează peste 200 cercetători și peste 100 tehnicieni, iar activitatea lor se dezvoltă an de an.

Importanța mare care se acordă cercetărilor miniere iese în evidență și din valoarea și dinamica fondurilor alocate pentru executarea lucrărilor de cercetare în cadrul institutului nostru și al sectoarelor de cercetare de la unitățile miniere. În anul 1964 fondurile alocate lucrărilor de cercetare minieră în diferite faze sînt de peste 4 ori mai mari decît în anul 1959.

*

Un bilanț al activității de cercetare desfășurate în cadrul institutului arată că în perioada 1960—1963 au fost elaborate peste 450 lucrări de cercetare. Aceste lucrări au avut ca obiect peste 150 zăcăminte de minereuri de fier, neferoase și aurifere, minereuri nemetalifere, cărbuni și roci utile.

Astfel, în domeniul tehnicii de extracție a minereurilor și cărbunilor, colectivele de cercetători din secția tehnică minieră au studiat și experimentat cu rezultate bune o serie de tehnologii și utilaje miniere noi ca :

— susținerea cu stîlpi și grinzi metalice în abatajele minelor de lignit ;

— susținerea lucrărilor miniere cu ancore și alte tipuri de înlocuitori ai lemnului ;

— introducerea unor metode de exploatare de mare productivitate la minele de minereuri de fier și studierea unor metode optime de exploatare pentru zăcămintele care urmează a fi puse în producție ;

— experimentarea și introducerea unor utilaje de tăiere, încărcare și transport în galerii și abataje ;

— noi procedee de forare și de împușcare a găurilor de mină ș.a.

În ceea ce privește *problema susținerii în abatajele* din minele de lignit, progresul tehnic se caracterizează prin extinderea continuă a folosirii metalului ca material de susținere și prin continua perfecționare a elementelor și monografiilor de susținere, în scopul creării posibilităților de mecanizare a operației de tăiere și al asigurării unui grad ridicat de securitate.

Dacă în anul 1959 producția de lignit extrasă din abatajele susținute metalic reprezenta numai 3,2%, în anul 1963 aceasta a reprezentat peste 23% din totalul producției, respectiv peste 55% din producția realizată din abatajele cu front lung.

Extinderea susținerii metalice s-a făcut printr-o largă folosire a stîlpilor fabricați în țară, prototip ICEMIN. Actualmente, minele de lignit sînt dotate cu peste 9 000 stîlpi metalici, din care aproape 70% sînt de tip ICEMIN.

Aceste realizări, obținute în colaborare cu exploatările de lignit din cadrul direcției generale a cărbunelui, au contribuit efectiv la reducerea consumului de lemn de mină în ramura carboniferă de la 53 m^3 pe 1 000 tone cărbune extras în anul 1959 la 39,4 m^3 pe 1 000 tone în anul 1963.

De menționat că prețul de cost al stîlpilor proiectați de cercetătorii noștri și confecționați în țară este mai mic decît al celor din import cu 27—50%.

În ultimul timp s-a procedat la îmbunătățirea construcției stîlpilor, în sensul reducerii greutății lor și micșorării cheltuielilor de întreținere.

Pentru acoperirea necesităților privind extinderea susținerii metalice în strate mai groase, precum și a introducerii acesteia în abatajele cameră, au fost elaborate proiecte pentru 6 tipodimensiuni de stîlpi metalici, acoperind grosimi de strat variind între 1,15 și 3,10 m.

Grinzile metalice de tip ICEMIN datorită calității lor unanim recunoscute sînt adoptate fără rezerve în toate minele de lignit, în prezent fiind în funcțiune circa 4 000 grinzi.

Problema stabilirii monografiilor de susținere a abatajelor cu grinzi în consolă a constituit o preocupare în activitatea de cercetare obținîndu-se rezultate bune la exploatările miniere Sălaj, Filipești și Motru.

Avînd în vedere faptul că o mare parte din producția de lignit (circa 50%) se realizează încă din abataje cameră susținute în lemn, cu un consum mediu de peste 40 m^3 pe 1 000 tone, începînd din anul 1963 s-a trecut la experimentarea susținerii metalice și în aceste abataje. Experimentările efectuate prin utilizarea unui dispozitiv de răpire a susținerii, conceput de cercetătorii noştri, au scos în evidenţă faptul că se poate realiza o reducere a consumului de lemn de 70—75% (8—10 m^3 pe 1 000 t), răpindu-se integral elementele metalice de susţinere, în condiţii depline de securitate.

În prezent, pe baza rezultatelor obţinute la Filipeşti, atenţia cercetătorilor este îndreptată spre experimentarea procedeului şi în alte bazine (Argeş, Ardealul).

Succese importante au fost realizate şi în domeniul introducerii de *metode noi de exploatare*, cu productivitate ridicată.

Este cunoscută introducerea metodelor de exploatare cu galerii de subetaj şi înmagazinare la unele mine de minereuri de fier ; aceste metode sînt generalizate, spre exemplu la Ghelar unde productivitatea muncii în abataje, în care se aplică aceste metode, a crescut de peste 3 ori concomitent cu reducerea preţului de cost.

ICEMIN a studiat şi a elaborat proiectele de experimentare a unor metode avansate de exploatare pentru noile zăcăminte neferoase de la Moldova Nouă şi Leşul Ursului.

La Moldova Nouă se fac pregătiri în vederea experimentării metodei de exploatare cu galerii de suborizont, cu găuri de mină lungi de 10—14 m, metodă care se va aplica pentru prima dată în condiţiile de zăcămînt de la noi din ţară. Conform tehnologiei de exploatare preconizată se vor folosi utilaje de perforare, încărcare şi transport de înaltă productivitate.

Aplicarea metodelor de exploatare de mare productivitate, duce la o serie de avantaje, materializate în :

— concentrarea producţiei în mină, respectiv scurtarea căilor de transport, aeraj, alimentare cu energie electrică şi pneumatică ;

— creşterea gradului de securitate a muncii ;

— eliminarea operaţiilor care reclamă muncă fizică grea şi de volum mare ;

— creşterea productivităţii în abataj de 2—3,5 ori ;

— reducerea preţului de cost cu 15—25%.

Printre tehnologiile noi de lucru în subteran au fost studiate, experimentate şi sînt în curs de aplicare o serie de procedee moderne, privind operaţiile de împuşcare, încărcare şi transport, susţinere în galerii.

Astfel, recent ICEMIN a elaborat tehnologia de producere a explozivului AM—1 (amestec de azotat de amoniu şi motorină) şi l-a experimentat în laborator şi la scară industrială, în prezent fiind omologat pentru împuşcarea în carieră.

Noul exploziv pe lîngă caracteristicile similare astralitei prezintă multe avantaje în plus:

— este constituit din materie primă produsă în ţară ;

— fiecare component al amestecului poate fi transportat şi depozitat fără restricţii speciale ;

— cantitatea de gaze nocive este inferioară celei produse de explozia astralitei ;

— este de 4—5 ori mai ieftin decît astralita.

În domeniul *susţinerii în galerii* au fost efectuate experimentări cu rezultate bune pentru introducerea ancorelor de beton, stabilindu-se domeniul de aplicabilitate al acestora. De menţionat însemnatele avantaje pe care le prezintă aceste ancore (capacitatea portantă de 1,5—2 ori mai mare, confecţionare şi montare mai rapidă, preţ de cost de 3—6 ori mai mic în comparaţie cu celelalte tipuri de ancore).

Paralel cu experimentarea susţinerii ancorate în colaborare cu unităţile direcţiei generale a minereurilor, ICEMIN a proiectat şi a confecţionat aparatele şi dispozitivele necesare aplicării acestui procedeu ca: aparate de smuls, chei dinamometrice, dispozitiv de injectat mortar.

Cercetările efectuate de institut, în colaborare cu unităţile miniere, în domeniul *îmbunătăţirii condiţiilor de securitate în subteran* au dus la rezultate care în bună parte au fost şi aplicate în producţie.

Pînă în prezent, la majoritatea minelor, s-au efectuat lucrări cu privire la stabilirea circuitelor optime de aeraj şi dimensionarea instalaţiilor de ventilaţie. O atenţie deosebită a fost dată lucrărilor de cercetare, legate de combaterea prafului silicogen în subteran şi în instalaţiile de preparare, elaborîndu-se metode de prevenire a prăfuirii şi la alte operaţii în afară de perforare, cum ar fi încărcarea şi transportul minereurilor şi sterilului.

Pentru crearea posibilităţilor de împuşcare în minele grizutoase, sau cu roci cu temperatură ridicată, Staţia de cercetări pentru securitatea minieră, (S.C.S.M.)—Petroşeni, a realizat în colaborare cu Combinatul chimic nr. 1 Făgăraş explozivi antigrizutoşi (AG) şi termorezistenţi (TR) care se folosesc în producţie.

Lucrările realizate de colectivele de cercetare, în domeniul *preparării minereurilor neferoase*, au cuprins probleme cu aspecte foarte variate şi complexe în domeniul tehnologiilor de preparare şi acela al utilajelor.

La mai multe zăcăminte noi au fost stabilite tehnologiile de preparare, ca de exemplu : Dognecea, Muncelul Mic, Leşul Ursului, Moldova Nouă şi altele.

În privinţa *îmbunătăţirii calităţii produselor miniere* şi *sporirii randamentelor de extracţie în uzină*, au fost executate cercetări care au fost sau vor fi aplicate în practică.

Astfel, pentru reducerea conţinutului de fier în concentratele zincoase, au fost studiate toate concentratele de zinc din ţară, iar pentru cele cu conţinuturi ridicate de fier (peste 8—10%) s-au efectuat cercetări de laborator pentru reducerea acestuia. Ca urmare, s-a trecut la aplicarea industrială la instalaţiile Baia Sprie şi Cavnic, obţinîndu-se reduceri ale conţinutului de fier de la 13 la 8—9%, respectiv de la 10 la 6%. În anul 1964 se prevede ca tehnologia îmbunătăţită să se aplice industrial şi pentru uzinele care prelucrează minereurile de la Nistru, Ilba şi Băiţa-Crăciuneşti. Aceste realizări aduc economii la preţul de cost al prelucrării metalurgice a concentratelor de zinc.

La Uzina de preparate Bocşa, prin aplicarea tehnologiei stabilită de ICEMIN — flotare colectivă a blendei şi piritei, urmată de separarea diferenţială a concentratelor monominerale — s-a realizat o îmbunătăţire a calităţii concentratului de zinc de la 44 la 48—50% zinc şi o recuperare a piritei din minereu, ceea ce înseamnă o producţie suplimentară şi o economie însemnată la preţul de cost.

Tot în domeniul tehnologiilor noi au fost efectuate cercetări laborioase cu privire la obţinerea concentratelor colective de plumb şi zinc lipsite de cupru, apte pentru prelucrarea prin procedeul metalurgic Morgan.

În domeniul *preparării minereurilor de fier*, atenţia principală a fost îndreptată către stabilirea tehnologiilor de preparare a sideritelor de la Teliuc şi Ghelar, precum şi a minereurilor limonitoase — oolitice de la Căpuş.

Contribuţia cercetărilor miniere în acest sens poate fi concretizată în faptul că la nivelul producţiei de minereuri de fier din anul 1965 peste 80% se va prepara după tehnologiile elaborate de ICEMIN.

În paralel cu cercetările pentru valorificarea minereurilor de fier, trebuie menţionată intensificarea cercetărilor pentru *înnobilarea substanţelor minerale nemetalifere:* disten, nisipuri pentru metalurgie şi pentru industria sticlei, baritină, bentonită, feldspaţi, caolin.

Cercetările privind *prepararea cărbunilor* au fost orientate spre creşterea recuperărilor în cărbune cocsificabil şi energetic, prin studierea unor noi tehnologii şi utilizarea de noi reactivi de flotaţie. Pe baza tehnologiei elaborate de institut a fost construită fabrica de brichete de lignit de la Baraolt.

O activitate laborioasă a fost desfăşurată în cadrul institutului şi în *alte compartimente de cercetare* ca: elaborarea unor reţete de noi reactivi de preparare pe bază de materii prime indigene, detectarea metalelor rare şi disperse din minereuri şi concentrate, epurarea fizico-chimică a apelor reziduale rezultate din instalaţiile de preparare, metode noi de analiză a minereurilor, cărbunilor şi produselor miniere ş. a.

Munca de cercetare va trebui perfecţionată în continuare pentru a putea cuprinde şi mai bine şi a rezolva la un nivel tehnico-ştiinţific superior problemele de cercetare, pe care le pune industria noastră minieră în continuă dezvoltare.

Proiectări

Dezvoltarea şi realizările Institutului de proiectări miniere în cei 14 ani de activitate

Ing. C. *CENUŞE*
directorul tehnic al Institutului de proiectări miniere (IPROMIN)

O dată cu eliberarea patriei noastre, industriei miniere i-au revenit sarcini deosebit de importante pe linia sporirii considerabile a producţiei, ridicării nivelului tehnic şi asigurării condiţiilor social-culturale corespunzătoare pentru oamenii muncii din bazinele miniere.

Pentru realizarea cu succes a acestor sarcini, printre alte măsuri s-a impus şi crearea unor organizaţii speciale de cercetări şi proiectări în industria minieră. În trecut, pentru puţinele obiective care se construiau, proiectele se comandau în străinătate, de obicei la firmele care furnizau şi instalaţiile sau utilajele respective.

În anii 1950 şi 1951 au luat fiinţă primele organizaţii de cercetare şi proiectare pentru industria minieră — ICEPROM şi ICP, organizaţii care au pus bazele actualului institut central de proiectări.

De atunci şi pînă azi au survenit diferite forme organizatorice, datorită schimbărilor de organizare produse în industria noastră minieră, ajungîndu-se la forma din 1961 care constă din:

— institutul central în Bucureşti — IPROMIN, care este proiectant general pentru întreaga industrie minieră;

— secţii de proiectare de pe lîngă combinate şi trusturi — OPD;

— grupe de proiectare la întreprinderi.

Institutul de proiectări miniere, trecînd prin diferite forme organizatorice, s-a dezvoltat în mod treptat pe măsura necesităţilor, ajungînd astăzi să dispună de colective complexe cu o bogată experienţă şi de un număr ridicat de specialişti cu înaltă calificare în diverse domenii tehnice şi economice.

De la un număr de 300 proiectanţi la începutul activităţii sale şi cu o capacitate de 750 mii ore de proiectare s-a ajuns astăzi la un număr de 670 salariaţi care realizează un volum de 2,4 mil. ore de proiectare.

În afară de aceasta, în secţiile de proiectare de pe lîngă combinate şi trusturi — OPD, şi grupele de la întreprinderi lucrează un număr de 270 salariaţi cu o capacitate de 900 mii ore de proiectare.

Institutul cuprinde specialităţile: minerit, preparare, electromecanică, energetică, utilaje, termoinstalaţii, construcţii-arhitectură, economie-devize şi geotehnie-topografie. De subliniat profilul complex pentru secţiile miniere şi preparare, avînd în vedere că se proiectează pentru toate substanţele minerale care se exploatează în R.P.R. şi care pun probleme variate şi complexe, indiferent de volumul mai mic sau mai mare al producţiei.

Trecîndu-se peste greutăţile inerente începutului, s-a reuşit ca întreaga documentaţie necesară industriei miniere, să fie asigurată prin IPROMIN, în proporţie de 75%, iar restul — prin secţiile de pe lîngă combinate, trusturi şi întreprinderi.

În activitatea sa, institutul a avut mai multe etape. La început, datorită lipsei de documentaţii geologice, proiectîndu-se în paralel cu explorările s-au elaborat mai mult proiecte de execuție și planuri de dezvoltare a minelor pe perioade scurte. O dată cu definitivarea lucrărilor de explorare și cunoaștere a zăcămintelor s-a putut trece la elaborarea de planuri de sistematizare pe perioade mai lungi, în care s-au trasat liniile directoare de dezvoltare ale exploatărilor miniere.

În ultimii patru ani în lumina Directivelor celui de-al III-lea Congres al P.M.R. și ca urmare a conturării în cea mai mare parte a bazei de rezerve, s-a putut trece la studii de perspectivă pentru diferite sectoare miniere, făcîndu-se în același timp și reactualizarea unor planuri de sistematizare în lumina noilor date asupra zăcămintelor.

În continuare vom menționa cîteva dintre cele mai importante realizări ale institutului.

În sectorul minier, una din realizările deosebite o constituie proiectele de sistematizare și dezvoltare a minelor existente. Pornindu-se de la o situație grea a minelor, cu o dezvoltare, în perioada anterioară, fără un plan, în multe cazuri nerațională, cu un grad redus de mecanizare sau inexistent, în fața colectivelor de proiectanți au fost puse probleme deosebit de dificile pentru rezolvarea în același timp cu creșterea nivelului de producție, a raționalizării exploatării și încadrării ei într-un plan de dezvoltare.

În ultima perioadă au fost elaborate proiecte pentru o serie de mine noi, cum au fost minele de huilă Livezeni și Bărbăteni, minele de lignit Horăști, Leurda și Ploștina, exploatările la zi din bazinul Rovinari, carierele de minereu de fier Căpuș, Teliuc, exploatările de minereuri neferoase Leșul Ursului, Moldova Nouă ș.a.

Astfel s-au proiectat : 20 mine noi de cărbune, 2 mine noi de minereuri de fier, 8 mine noi de minereuri neferoase și nemetalifere, 5 exploatări noi la zi, 25 proiecte de aerisire la minele în exploatare, 15 puțuri de mină principale etc.

În sectorul de preparare a substanțelor minerale utile au fost proiectate și realizate 31 instalații noi de prepararea minereurilor și cărbunilor. De asemenea, s-a proiectat și s-a realizat amplificarea și reconstrucția a 12 instalații de preparare pentru diferite substanțe minerale utile.

În proiectarea noilor instalații de preparare, precum și în proiectele de amplificare s-a ținut seama de capacitățile de profil ale exploatărilor de minereuri și cărbuni. Astfel, instalațiile de flotație colectivă și selectivă pornind de la linii tehnologice cu o capacitate de 125 t/zi au ajuns astăzi la linii cu o capacitate de 500 t/zi și la un nivel tehnic care a permis includerea lor în nomenclatorul instalațiilor complete pentru export. Este necesar să menționăm că utilajele pentru aceste instalații s-au proiectat și se construiesc în totalitate în țară.

În sectorul electromecanic și utilaje s-au obținut, de asemenea, realizări importante, ținînd seama că înainte aproape toate utilajele necesare industriei miniere se importau, elaborîndu-se documentații numai pentru utilaje de mică importanță.

Avînd în vedere noua organizare a industriei noastre socialiste, punîndu-se accent în industrializarea țării pe industria grea cu pivotul ei — construcția de mașini, institutul nostru a elaborat documentații de execuție pentru o serie întreagă de instalații și utilaje cum sînt : mașini de extracție, instalații de funiculare cu grad înalt de macanizare și automatizare, transportoare cu raclete, transportoare cu bandă de cauciuc, utilaje pentru prepararea minereurilor și cărbunilor etc.

În sectorul de construcții și arhitectură, atît pentru recondiționarea și modernizarea minelor existente cît și pentru minele noi, în fața colectivelor de proiectanți a stat problema raționalizării, modernizării și conceperii incintelor miniere de la suprafață. Astfel au fost proiectate și realizate circa 300 mii m² construcții industriale și social-administrative. De asemenea, s-au proiectat și s-au realizat numeroase depozite și silozuri de minereuri și cărbune, 15 funiculare în lungime de circa 70 km, circa 500 km linii ferate și drumuri în incintele miniere.

Documentațiile s-au elaborat la un nivel tehnic ridicat cuprinzînd soluții constructive, economice noi, cum sînt : construcția silozurilor circulare realizate cu cofraj glisant, folosirea prefabricatelor etc., care au dus la economii importante de materiale și preț de cost.

Secțiile de geotehnie și topografie ale institutului s-au dezvoltat, de asemenea, corespunzător noilor sarcini, asigurînd proiectarea cu studiile și ridicările topografice necesare. Au fost realizate circa 700 studii geotehnice şi hidrogeologice. S-a făcut sistematizarea topografică a bazinelor miniere. S-a introdus aplicarea fotogrametriei terestre, îmbunătăţind mult din punct de vedere calitativ ridicările topografice şi scurtînd timpul de efectuare a acestora. Astfel, s-au realizat triangulaţii miniere pe o suprafaţă de 2 100 km², cu precizii de determinare a coordonatelor de ± 5 cm. S-a făcut nivelment geometric pentru lucrări miniere pe o distanţă de 1 000 km, cu precizie de determinare de ± 3 mm/km. S-au făcut ridicări topografice pe o suprafaţă de 500 km².

Paralel cu preocuparea colectivelor de proiectare de a elabora documentaţii la un înalt nivel tehnic, a fost şi aceea a reducerii duratei de proiectare şi costului acesteia. De asemenea, s-a urmărit mărirea productivităţii muncii în proiectare. În cei 14 ani de activitate a institutului s-a reuşit să se ajungă la o reducere a costului de proiectare cu 40—45%. La aceasta a contribuit îndeosebi ridicarea calificării, cîştigarea experienţei, utilizarea de proiecte tip directive sau refolosibile, elemente şi detalii-tip atît pentru construcţii de suprafaţă, cît şi pentru lucrările miniere subterane.

O contribuţie însemnată la elaborarea proiectelor de bună calitate şi cu indicatori economici superiori a avut-o ridicarea nivelului tehnico-profesional al lucrătorilor din cadrul institutului, prin documentaţia care le stă la dispoziţie. Astfel, în cadrul institutului s-au elaborat mai multe studii de sinteză, privind nivelul tehnicii mondiale care îi ajută pe proiectanţi în alegerea soluţiilor celor mai raţionale. Biblioteca tehnică a institutului este dotată cu circa 12 mii de volume de cultură tehnică generală şi profesională, iar institutul este abonat la un număr de 163 titluri de reviste de specialitate din ţară şi străinătate, care stau la dispoziţia proiectanţilor pentru documentare.

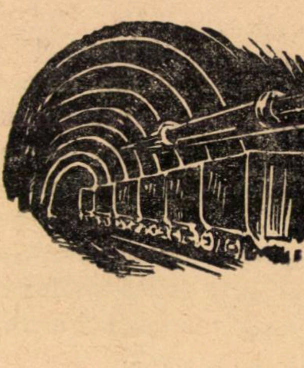
Toate aceste realizări au fost posibile datorită în primul rînd condiţiilor create de către regimul de democraţie populară activităţii de proiectare şi muncii pline de elan a întregului colectiv al institutului.

În prezent, în cinstea sărbătoririi a 20 de ani de la eliberarea patriei noastre, colectivele de proiectare antrenate în întrecerea socialistă desfăşoară o activitate susţinută, plină de elan.

În semestrul I al anului 1964 toate angajamentele luate au fost realizate şi depăşite.

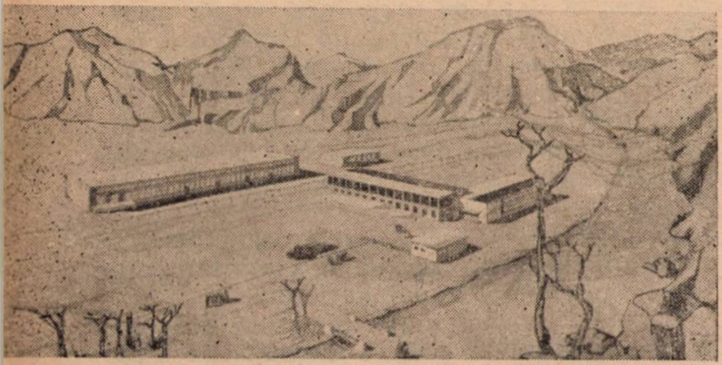
În faţa noastră, în viitor, stau sarcini importante în special pe linia ridicării în continuare a nivelului tehnic în proiectare şi creşterii eficienţei economice a investiţiilor.

Drumul parcurs pînă în prezent ne dă convingerea că lucrătorii din proiectare vor şti şi în viitor să se achite cu cinste de sarcinile care le revin.



OBIECTIVE MINIERE NOI

LEŞUL URSULUI



Incinta Eploatării miniere Leşul Ursului (proiect IPROMIN).

Complexul mină-flotaţie proiectat în vederea valorificării minereurilor neferoase de la Leşul Ursului va intra curînd în producţie.

Proiectele elaborate au avut în vedere adoptarea unor soluţii optime din punct de vedere tehnic şi economic.

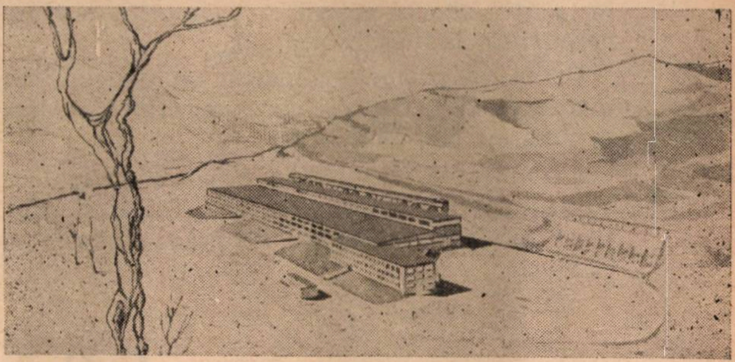
Astfel, pe orizontală, mina a fost deschisă prin recondiţionarea galeriilor de explorare şi prin săparea unei galerii de bază (galeria sud) la cota incintei Pîrîul Ursului.

Pe verticală, mina va fi deschisă printr-un puţ destinat transportului de personal şi materiale şi prin două rostogoluri pentru minereu.

Transportul minereului de la mină la flotaţie se va face printr-un tunel cu o lungime de 6,1 km, prin care vor circula trenuri de vagonete de mare capacitate (3 m^3), tractate de locomotive electrice cu troleu, în greutate de 14 tone.

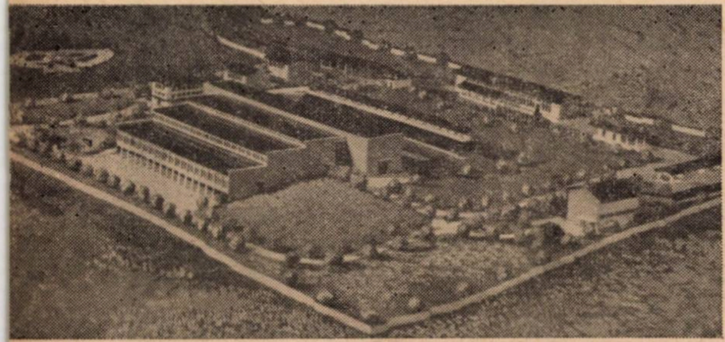
Instalaţia de preparare concepută la nivelul tehnicii actuale, prevede utilaje de mare productivitate proiectate şi construite integral în ţară, capabile să asigure indici superiori de extracţie.

Sistemul constructiv, bazat pe prefabricate din beton, va duce la punerea în funcţiune a instalaţiei în termenul planificat, cu cheltuieli mai mici în comparaţie cu sistemul constructiv obişnuit.



Uzina de preparare a minereurilor neferoase de la Leşul Ursului (proiect IPROMIN).

MOLDOVA NOUĂ



Uzina de preparare a minereurilor cuprifere de la Moldova Nouă (proiect IPROMIN).

Pentru valorificarea zăcămîntului de minereuri cuprifere de la Moldova Nouă s-au proiectat şi sînt în curs de execuţie atît lucrările pentru deschiderea şi pregătirea minei, cît şi lucrările de construcţii privind instalaţia de preparare, grupul social-administrativ, oraşul nou şi portul industrial.

Mina Moldova Nouă se caracterizează printr-un grad ridicat de concentrare a lucrărilor de exploatare, bazat pe metode de exploatare de mare productivitate şi un transport mecanizat.

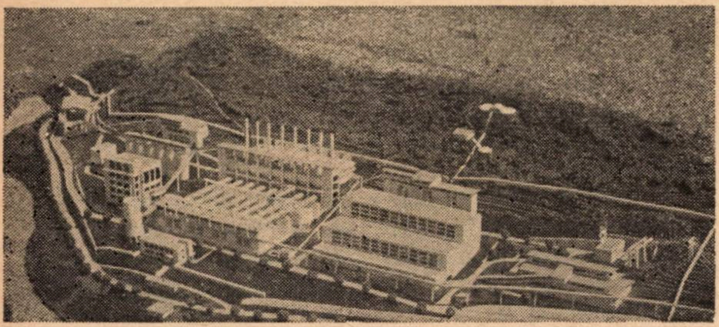
Legătura între mină şi flotaţie se va face printr-o galerie în lungime de 3 km, pe care vor circula locomotive cu troleu în greutate de 14 t şi vagonete cu capacitate de 3 m^3.

În viitor, cînd exploatarea va coborî sub nivelul galeriei de legătură, puţul principal de extracţie va fi echipat cu o maşină de extracţie de tip multicablu.

În legătură cu dezvoltarea acestui centru industrial minier, se va construi pe malul Dunării un oraş muncitoresc modern.

Instalaţia de preparare, care va fi realizată în cadrul complexului industrial, va fi formată din linii cu capacitate de cîte 500 t pe zi fiecare, în ansamblul cărora au fost prevăzute utilaje de înaltă productivitate, fabricate în ţară, care vor asigura indici de extracţie superiori.

TELIUC



Uzina de preparare a minereurilor de fier de la Teliuc (proiect IPROMIN).

Uzina de preparare de la Teliuc a fost proiectată în scopul valorificări superioare a minereurilor de fier din regiune.

Uzina va prelucra minereu cu un conţinut mediu de 27% fier, din care va rezulta un concentrat cu 53—54% fier.

Alimentarea cu minereu a uzinei se va face cu autocamioane de la cariera Teliuc şi printr-un tunel cu o lungime de 7 km de la mina Ghelar.

Concentratele de minereu de fier, produse de această uzină de preparare, se vor prelucra în Combinatul siderurgic Hunedoara.

Efectul economic al preparării minereurilor de fier de la minele Teliuc şi Ghelar se traduce prin economie de cocs şi calcar în procesul siderurgic şi duce totodată la creşterea indicilor de folosire a capacităţilor furnalelor.

Procedeul aplicat, al prăjirii magnetizante şi separării magnetice umede în cîmp slab, este la nivelul tehnicii mondiale actuale.

Secţiile cele mai importante din flux, respectiv instalaţia de prăjire magnetizată şi cea de separare magnetică, au fost dotate cu utilaje moderne de mare productivitate, cum sînt:

— cuptoare rotative pentru prăjire magnetizantă ;

— filtre electrostatice pentru epurarea gazelor arse ;

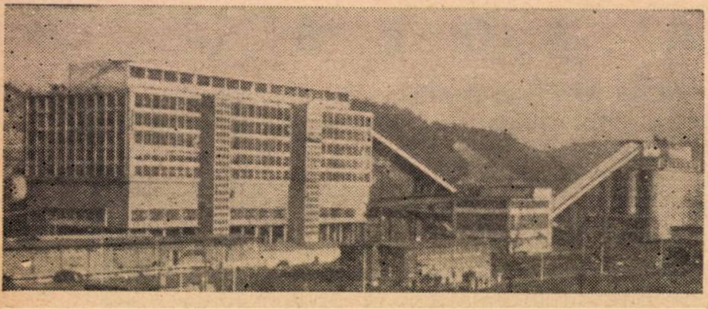
— mori cu bare ;

— separatori magnetici umezi ;

— filtre tambur cu suprafaţă interioară de filtrare.

Utilajele, în marea lor majoritate, sînt proiectate şi realizate în ţară.

COROEŞTI



Uzina de preparare Coroeşti (proiect IPROMIN).

Uzina de preparare Coroeşti, amplasată în centrul carbonifer Valea Jiului, în apropierea oraşului Vulcan, a fost construită în scopul preparării cărbunilor de la minele Vulcan.

Punerea în funcţiune a acestei uzine măreşte cu circa 40% capacitatea de preparare a cărbunilor din Valea Jiului.

Uzina este compusă din 3 linii independente de spălare, cu capacitate de 250 tone pe oră fiecare, folosind ca procedee de preparare separaţia în mediu dens pentru cărbunele cu granulaţie mare şi zeţajul pentru cărbunele cu granulaţie mică. Capacitatea totală de preparare va fi de circa 3 milioane tone pe an.

In prezent, una din linii a intrat în funcţiune, urmînd ca pînă la sfîrşitul acestui an să intre în funcţiune şi celelalte două linii.

Produsele intermediare, cu granulaţie mare, sînt concasate şi preparate prin zeţaj.

Şlamul este trecut prin decantatoare, partea îngroşată fiind supusă flotării. Prepararea cărbunilor în această uzină are ca scop reducerea conţinutului de cenuşă la circa 8,5% pentru cărbunele cocsificabil, instalaţiile permiţînd şi prepararea cărbunelui pentru scopuri energetice.

Uzina de preparare Coroeşti are instalaţii moderne şi un flux tehnologic care foloseşte cele mai noi procedee (separaţia în mediu dens) şi este prevăzută cu sisteme automatizate de control.

Prin punerea în funcţiune a Uzinei de preparare de la Coroeşti s-a realizat unul din obiectivele de seamă pentru industria minieră, contribuind astfel la îmbunătăţirea calităţii cărbunelui.

REALIZĂRI

Valea Jiului după 20 de ani de la eliberare

Ing. *W. SZUDER*
directorul general al Combinatului carbonifer Valea Jiului
și
ing. *GH. CALOIANU*
director tehnic

În cei 20 de ani care au trecut de la eliberarea patriei noastre, Valea Jiului, principalul bazin carbonifer al țării, a cunoscut o dezvoltare deosebită. Ca să ne dăm seama de schimbările esențiale care au avut loc în această perioadă este necesar să ne amintim cum se prezentau minele noastre la data eliberării patriei noastre de sub jurul fascist.

La 23 august 1944 minele din Valea Jiului se găseau într-o situație grea. În urma exploatării neraționale a zăcămîntului și a forțării producției în perioada războiului, rezervele de cărbune deschise și pregătite au scăzut considerabil. Datorită exploatării neraționale s-au produs denivelări dăunătoare în stratele groase și între stratele groase și stratele subțiri și au izbucnit numeroase focuri subterane. Utilajele insuficiente ca număr erau învechite și cu un înaintat grad de uzură.

Nu exista pentru nici o mină un program de dezvoltare sau de continuare a producției pe o perioadă mai mare de un an.

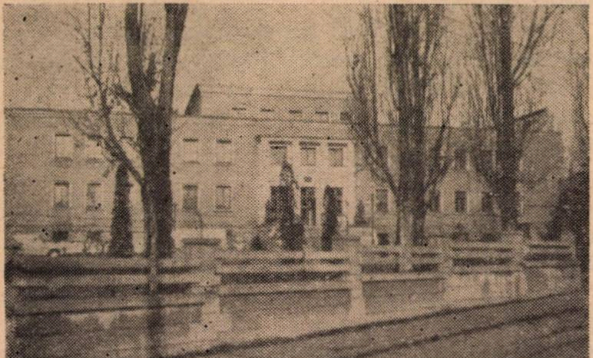


Fig. 1. Clădirea administrativă a Combinatului carbonifer Valea Jiului.

În ceea ce privește condițiile sanitare, igienice și de protecția muncii, acestea nu constituiau nici o preocupare din partea patronilor; accidentele și avariile erau frecvente, iar bolile profesionale bîntuiau printre mineri.

În noiembrie—decembrie 1944, partidul nostru, prin tovarășul Gheorghe Gheorghiu-Dej, cheamă minerii la luptă pentru creșterea producției de cărbune. Minerii Văii Jiului se angajează cu avînt în lupta pentru realizarea lozincii: „Totul pentru front, totul pentru victorie".

La conferința națională a P.C.R. din luna octombrie 1945, punîndu-se accentul pe dezvoltarea industriei metalurgice s-a stabilit necesitatea dezvoltării industriei carbonifere, îndeosebi a producției cărbunilor cocsificabili.

Atunci s-a schițat linia de dezvoltare a industriei miniere din bazinul Văii Jiului, acțiune care a început încă din anul 1946 și s-a intensificat din ce în ce mai mult, după naționalizare.

Față de dezvoltarea lentă, neregulată, cu stagnări a producției în timpul regimului burghezo-moșieresc, în timpul ultimilor 20 de ani producția de cărbuni a bazinului Văii Jiului a sporit într-un ritm fără precedent (fig. 2).

Concomitent cu sporirea producției a avut loc și o apreciabilă creștere a productivității muncii (fig. 3).

Realizările bune obținute se datoresc sprijinului acordat de partid și guvern și elanului cu care muncitorii, inginerii și tehnicienii au muncit pentru realizarea sarcinilor din planurile anuale și cincinale.

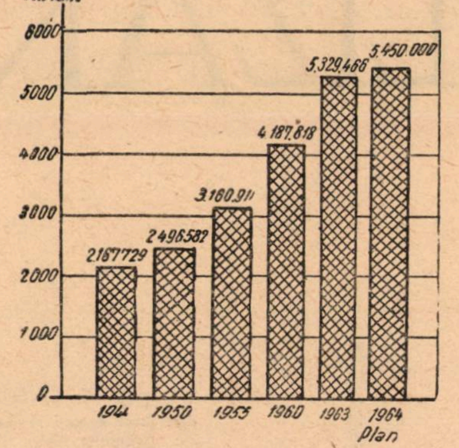


Fig. 2. Creşterea producţiei brute de cărbune

În perioada parcursă de la eliberarea patriei noastre, prin folosirea metodelor de explorare moderne s-a asigurat o mai bună cunoaştere a rezervelor bazinului, ceea ce a permis întocmirea planurilor de sistematizare şi dezvoltare a minelor şi uzinelor de preparare existente, precum şi de construire a unităţilor noi din bazinul carbonifer.

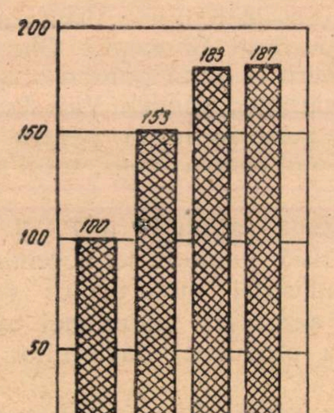


Fig. 3. Creşterea productivităţii muncii.

În vederea creşterii producţiei de cărbuni s-au alocat importante fonduri de investiţii şi s-au intensificat lucrările de deschidere şi pregătire la minele existente, atît pentru asigurarea continuităţii producţiei, cît şi pentru crearea de noi capacităţi.

S-au redeschis minele Lonea 1, Lonea 2 şi Vulcan şi a fost construită mina Uricani, iar în prezent sînt în curs de deschidere minele Dîlja şi Paroşeni.

Dezvoltarea producţiei de cărbune, precum şi valorificarea raţională a producţiei, au necesitat construirea termocentralei Paroşeni — unul din importantele obiective ale planului de electrificare a ţării.

Necesităţile de preparare şi valorificare superioară a producţiei sporite au determinat dezvoltarea şi modernizarea uzinelor de preparare existente de la Lupeni şi Petrila precum şi construirea unei noi instalaţii de preparare la Coroeşti, cu tehnologia înaintată.

Începînd cu anul 1955, Uzina de preparare Lupeni livrează Combinatului siderurgic Hunedoara cărbune cocsificabil, ajungînd în prezent ca o mare parte a necesarului de cocs să fie produs din cărbuni de Valea Jiului.

De asemenea, s-au construit, s-au modernizat şi s-au reutilat o serie de unităţi ale combinatului ca: Uzina de reparaţii de utilaj minier Petroşeni, fabrica de oxigen Livezeni, secţia de reparaţii electrice Vulcan, unitatea de transporturi auto şi altele.

Proiectele necesare executării lucrărilor de investiţii pentru dezvoltarea într-un ritm rapid a producţiei au fost elaborate în cea mai mare parte de unitatea de proiecte şi devize din cadrul combinatului nostru, iar utilajele necesare înzestrării minelor au fost fabricate în majoritate de industria constructoare de maşini din ţară.

Pentru dezvoltarea şi modernizarea minelor, colectivele de ingineri din cadrul unităţilor din bazin au studiat şi au întocmit planuri de sistematizare pentru fiecare mină pe o perioadă de 15 ani pentru minele în funcţie şi de 10 ani pentru minele noi.

La întocmirea acestor planuri colectivele s-au orientat spre concentrarea extracţiei de cărbune, în vederea reducerii cheltuielilor de producţie la toate minele şi creării de instalaţii la suprafaţă cu flux tehnologic modern. Proiectele prevăd aplicarea extracţiei cu cabluri multiple şi schipuri, complet automatizate, la minele Lonea 2, Dîlja, Aninoasa, Livezeni şi Paroşeni, transportul cărbunelui la instalaţiile de preparare pe benzi şi pe funiculare şi haldarea sterilului cu ajutorul funicularelor.

Pentru suprafeţele minelor, se prevede concentrarea tuturor activităţilor de deservire în incintele principale unde se face şi extracţia, construirea de ateliere utilate corespunzător, construirea de băi, lămpării, săli de apel şi complexe administrative.

În vederea unei aprovizionări corespunzătoare, la fiecare unitate se prevede construirea de depozite şi magazii de materiale.

Dinamica crescîndă a producţiei în perioada celor 20 de ani de la eliberare s-a realizat în paralel cu creşterea nivelului tehnic al procesului de producţie, factor hotărîtor în creşterea productivităţii muncii şi îmbunătăţirea activităţii economice a întreprinderii.

De la an la an indicatorii de plan tehnic au fost îmbunătăţiţi, ajungîndu-se ca în unele compartimente indicii de mecanizare să atingă nivelul ţărilor cu o industrie carboniferă dezvoltată.

Un grad înalt de mecanizare s-a obţinut la transportul principal pe galerii, care în anul 1944 se făcea în mare parte manual şi cu cai, iar astăzi este mecanizat în proporţie de aproape 100%. Pe traseele principale se folosesc locomotive electrice cu troleu şi locomotive Diesel, iar pe galeriile secundare — locomotive cu acumulatoare.

La săparea puţurilor, în anul 1944 încărcarea materialului se făcea în întregime manual iar astăzi se face în cea mai mare parte cu ajutorul graifărelor; la săparea puţurilor de la zi s-a extins procedeul de lucru cu instalaţie complexă de săpare cu cofraj mobil, care asigură mecanizarea aproape integrală a operaţiilor care se execută în puţ. Prin folosirea acestui procedeu de lucru viteza medie de săpare a puţurilor a crescut la dublu faţă de anul 1944.

Operaţia de încărcare a materialului în vagonete a fost şi ea îmbunătăţită, crescînd numărul maşinilor de încărcat în funcţiune, mai ales la executarea lucrărilor în steril, contribuind la creşterea vitezelor de avansare, unde în ultimul timp se realizează viteze medii de peste 50 m/lună, iar în lucrările unde se folosesc maşini de încărcat, viteza medie realizată depăşeşte 90 m/lună.

S-a căutat pe cît e posibil să se extindă metoda de exploatare cu front lung, care asigură concentrarea producţiei şi economisirea materialului lemnos şi permite mecanizarea operaţiilor grele de muncă.

La susţinerea abatajelor cu front lung s-a extins folosirea grinzilor metalice în consolă, a stîlpilor metalici cu fricţiune şi a stîlpilor hidraulici, producţia extrasă cu susţinere metalică în anul 1964 va fi de peste 15 ori mai mare decît cea realizată în anul 1958.

În ultimii ani s-a experimentat şi s-a introdus tăierea mecanică cu pluguri şi combine, obţinîndu-se în această direcţie rezultate bune.

Ca urmare a extinderii mecanizării consumul specific de energie electrică pe tona de cărbune a crescut de două ori în anul 1963, faţă de anul 1944.

O atenţie deosebită s-a acordat reducerii consumurilor specifice de material lemnos în care scop, pe lîngă extinderea susţinerii metalice în abataj, s-a trecut la folosirea pe scară largă a susţinerii metalice elastice în galerii şi preabataje. Numai între anii 1954 şi 1964 consumul specific de lemn a scăzut cu 24 m³/1 000 tone (fig. 4).

Modernizarea instalaţiilor de preparare prin introducerea procedeelor de zeţaj şi în mediu dens a avut ca efect îmbunătăţirea calităţii cărbunilor spălaţi şi a indicilor de recuperare şi randament.

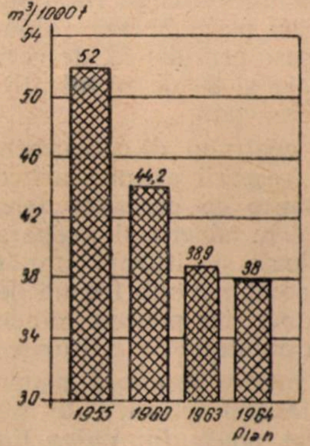


Fig. 4. Reducerea consumului de lemn de mină.

La realizările obţinute pe linie tehnică la minele din Valea Jiului o contribuţie însemnată au avut-o şi inovatorii, care prin propunerile lor au adus îmbunătăţiri în funcţionarea diferitelor utilaje şi instalaţii, în reducerea consumurilor de materiale, precum şi în perfecţionarea continuă a procedeelor de lucru.

Dezvoltarea mişcării de inovaţii este ilustrată prin creşterea an de an a numărului de propuneri aplicate în procesul de producţie. Faţă de anul 1950, cînd au fost aplicate un număr de numai 26 de propuneri, s-a ajuns ca în anul 1963 să se aplice peste 400 de propuneri de inovaţii.

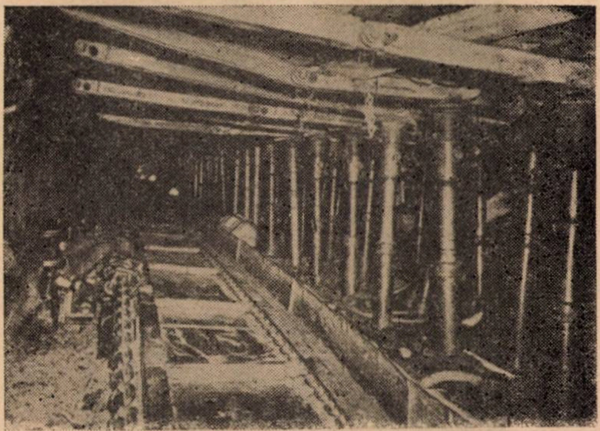


Fig. 5. Abataj cu front lung, dotat cu plug pentru cărbune, susţinut cu stîlpi hidraulici şi grinzi metalice în consolă.

Ridicarea nivelului profesional al muncitorilor, inginerilor şi tehnicienilor este de neconceput fără a cunoaşte în permanenţă ultimele noutăţi tehnice care sînt puse la dispoziţie prin documentaţia de specialitate. În această direcţie toate unităţile sînt dotate cu cărţi tehnice şi reviste de specialitate, iar la combinat există o bibliotecă centrală şi un centru de documentare. În total sînt 16 biblioteci tehnice cu peste 22 000 volume, pe lîngă care se primesc periodic 32 de reviste miniere din străinătate şi 80 de publicaţii de diverse specialităţi din ţară.

În cadrul centrului de documentare se fac traduceri şi recenzii asupra articolelor celor mai importante cu caracter tehnic privind probleme noi în minerit şi preparare. Acestea sînt multiplicate şi difuzate unităţilor şi serviciilor din combinat sub formă de buletin de informare lunar, iar pentru mineri se distribuie broşuri publicate de editurile centrale.

Făcînd o privire generală asupra modului cum s-a desfăşurat acţiunea de introducere a tehnicii noi la minele din Valea Jiului, se constată că munca inginerilor şi tehnicienilor a fost îndreptată spre rezolvarea problemelor celor mai acute, ridicate de procesul de producţie, care să ducă la uşurarea efortului fizic al muncitorilor şi îmbunătăţirea condiţiilor de muncă.

Aerajul minelor a fost îmbunătăţit radical prin crearea de noi guri de intrare a aerului în mină, prin construirea unor staţii noi de aeraj şi prin mărirea debitului staţiilor de aeraj existente. S-au introdus metode moderne de prevenire a exploziilor de praf de cărbune, aparataj modern de control al metanului şi explozivi antigrizutoşi fabricaţi de industria noastră chimică.

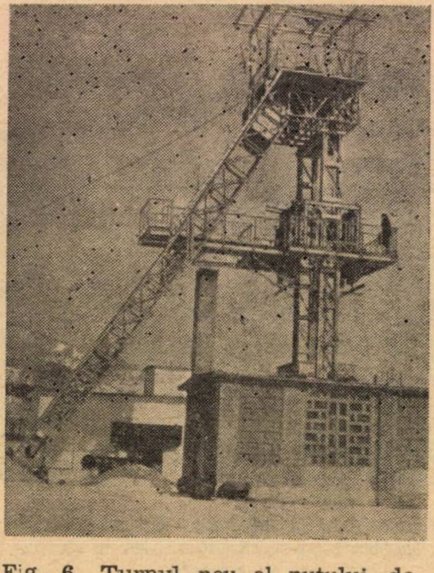


Fig. 6. Turnul nou al puţului de aeraj Carolina.

În vederea asigurării unui control riguros a modului de aplicare a prevederilor normelor de securitate, au fost înfiinţate pe lîngă unităţile miniere servicii speciale de control.

În anii puterii populare viaţa muncitorilor mineri s-a schimbat radical, li s-a deschis calea spre îmbunătăţirea neîntreruptă a condiţiilor lor de viaţă şi muncă, spre cultură, ştiinţă şi artă.

În cele două decenii care s-au scurs de la eliberarea patriei de sub jugul fascist, s-au construit din fondurile statului şi s-a pus la dispoziţia celor ce muncesc în Valea Jiului circa 9 800 apartamente confortabile. Această măsură luată de partid şi guvern a rezolvat în mare parte problema condiţiilor corespunzătoare de cazare.

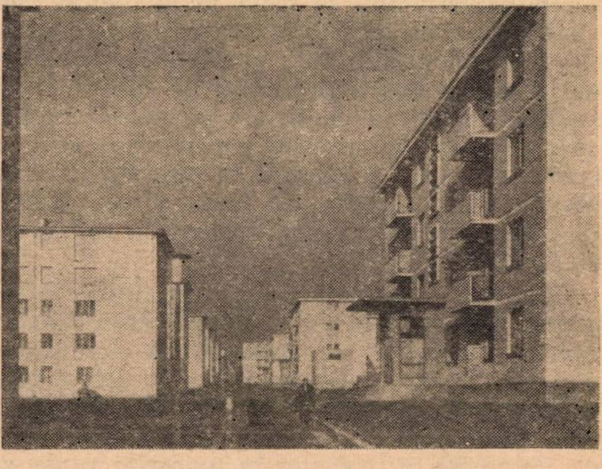


Fig. 7. Petroşeni, cartier nou de locuinţe.

Oraşele şi aşezările miniere ca Lupeni, Vulcan, Petroşeni şi altele, au fost reconstruite aproape în întregime, dîndu-li-se o înfăţişare nouă.

Pentru ridicarea nivelului cultural al oamenilor muncii din Valea Jiului, al tinerei generaţii, o largă dezvoltare a cunoscut-o învăţămîntul de toate gradele. Datorită grijii partidului şi guvernului, în oraşul Petroşeni a fost construit Institutul de mine, frecventat în prezent de peste 1 600 studenţi. Şcolile profesionale Petroşeni şi Lupeni cuprind peste 1 500 de elevi iar şcolile de maiştri 400 de elevi. Marea majoritate a inginerilor şi tehnicienilor, care activează în prezent în unităţile combinatului — cadre crescute de regimul de democraţie populară, — sînt absolvenţi ai acestor şcoli.

Prin dezvoltarea permanentă a bazei materiale a şcolilor de cultură generală, săli de clasă, laboratoare, cămine, aproape 19 000 de elevi au condiţii optime de învăţătură în şcolile medii şi de 8 ani.

Bogata activitate cultural-artistică care se desfăşoară pe întreg cuprinsul ţării a cuprins din plin şi bazinul carbonifer al Văii Jiului. În localităţile miniere funcţionează astăzi un teatru de stat, 11 cluburi sindicale, 45 de colțuri roșii, 10 cămine culturale și 102 biblioteci, cu un număr de 410 mii volume. Cinematografele, școala populară de artă, cenaclul de artă plastică și altele sînt dovezi ale unei activități cultural-artistice bogate, contribuții la educarea omului nou, constructor al socialismului.

În ceea ce privește ocrotirea sănătății celor ce muncesc, față de cele trei spitale care au existat în trecut, astăzi în Valea Jiului funcționează nouă spitale, deservite de 183 de medici și un numeros personal sanitar cu pregătire medie.

Lărgirea rețelei comerciale corespunzător cu cerințele, noile construcții industriale destinate bunei aprovizionări cu articole de consum, asigură nevoile mereu crescînde ale populației.

Tot ce s-a făcut pentru mineri în anii puterii populare, locuințele confortabile, salarizarea îmbunătățită, asigurarea unei bătrîneți lipsite de griji, ușurarea muncii lor prin introducerea tehnicii noi, scot puternic în evidență contrastul izbitor dintre viața și munca lor de astăzi și cea din trecut.

Însuflețiți de victoriile obținute în cei 20 de ani, minerii Văii Jiului privesc cu încredere viitorul, fiind hotărîți ca sub conducera partidului să-și consacre toate forțele cauzei mărețe ale construirii socialismului în Republica Populară Romînă, luptei pentru triumful păcii în lumea întreagă.

Realizările Trustului minier Baia Mare în perioada celor 20 de ani de la eliberare

Ing. *GH. CODREANU*
directorul Trustului minier Baia Mare

Industria minieră din regiunea Maramureș în perioada celor 20 de ani de la eliberarea patriei noastre a luat un avînt fără precedent, volumul producției înregistrînd importante creșteri din an în an, iar producția prevăzută pe anul în curs fiind de peste 12 ori mai mare față de anul 1945.

Pe etape, volumul producției miniere din regiunea Maramureș prezintă următorii indici:

1945	1948	1955	1960	1964
100	132,2	356,8	983,0	1 206

Creșterea impetuoasă a producției industriale s-a realizat în primul rînd ca urmare a dezvoltării exploatărilor miniere existente.

Astfel, exploatarea minieră Săsar produce minereu în anul 1964 de peste 48 ori mai mult decît în anul 1945, exploatarea minieră Cavnic de peste 22 ori, exploatarea Baia Sprie de peste 16 ori, exploatarea Nistru de peste 14 ori ș.a m.d.

În același timp, ca urmare a orientării judicioase a unor investiții masive, conform directivelor partidului, s-au deschis și s-au pus în funcțiune noi unități și mine, care au contribuit din plin la ritmul de dezvoltare arătat mai sus.

Astfel, în această perioadă au intrat în funcțiune: exploatarea minieră Baia Borșa cu minele Toroioaga și Burloaia, sectorul minier Nepomuc de la exploatarea minieră Nistru, mina Breiner de la exploatarea minieră Băiuț și mina Valea Roșie de la exploatarea minieră Săsar. De asemenea, în conformitate cu Directivele celui de-al III-lea Congres al P.M.R. au intrat în funcțiune, înainte de termen, trei noi unități importante ale sectorului minier din regiunea Maramureș, la capacități considerabile: E. M. Șuior, E. M. Ilba și Flotația centrală Baia Mare.

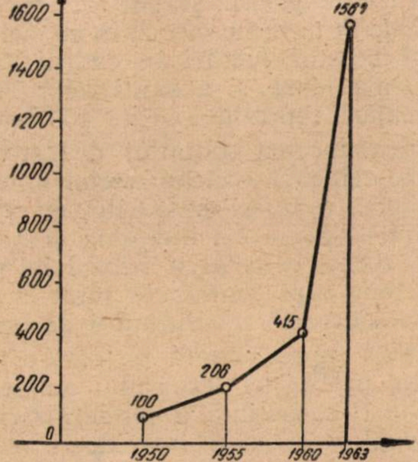


Fig. 1. Dinamica creșterii rezervelor de minereuri în bazinul Baia Mare (anul 1950 = 100)

Crearea noilor unități, cît și creșterea capacității celor existente, au fost posibile ca urmare a politicii juste de asigurare a bazei materiale a mineritului, prin acordare de fonduri importante, an de an, pentru cercetarea, deschiderea, și pregătirea de noi rezerve de minereuri.

Această bază materială a industriei miniere din regiunea Maramureș este în continuă creștere, ajungînd astfel de aproape 16 ori mai mare față de 1950 (fig. 1), deși în această perioadă producția de minereu a Trustului minier a crescut de peste 8 ori (fig. 2).

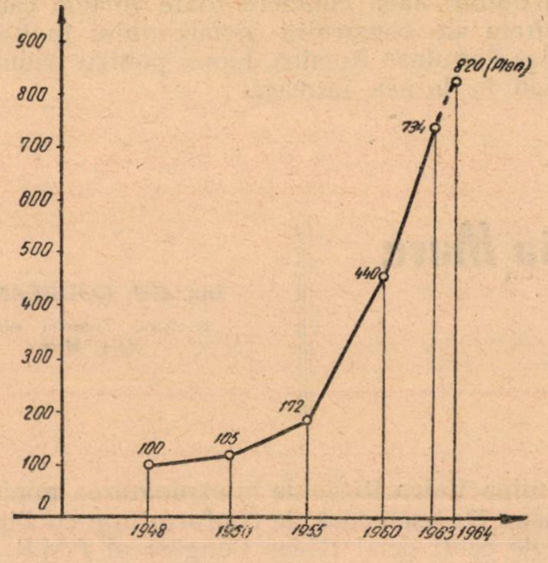


Fig. 2. Dinamica creșterii producției de minereuri în bazinul Baia Mare (anul 1948 = 100).

Pentru creșterea rezervelor a fost nevoie să se execute galerii și suitori de lungimi apreciabile în termene din ce în ce mai scurte. Volumul acestor lucrări în cadrul Trustului minier Baia Mare, și a șantierelor Trustului de exploatări, reprezintă peste 100 km pe an.

Pentru reducerea timpului de cercetare și punere în evidență a zăcămintelor miniere, cît și în vederea reducerii costurilor de cercetare, în ultimii 4—5 ani s-a introdus și s-a extins cu mult succes cercetarea subsolului prin foraje, metodă care contribuie mult la cunoașterea mai devreme a volumului de rezerve.

Dinamica impresionantă pe care o prezintă creșterea producției Trustului minier Baia Mare este o consecință a modernizării minelor și exploatărilor, a intoducerii pe scară largă a metodelor noi de muncă cu productivități sporite, a introducerii mașinilor și utilajelor cu randamente din cele mai ridicate, majoritatea lor fiind produse la noi în țară, și creșterii continue a calificării muncitorilor minieri în diferite școli create în acest scop.

Amintim în această direcție construirea grupului școlar minier Baia Mare, care are o capacitate de peste 1 000 locuri (fig. 3).

O atenție deosebită s-a acordat și lucrărilor pentru îmbunătățirea condițiilor de muncă din subteran. O serie de măsuri aplicate și generalizate au permis ușurarea efortului fizic, în special la lucrările de evacuare, încărcare și transport.

Perforarea găurilor de mină, care în trecut se făcea în majoritatea cazurilor manual, se realizează în prezent complet mecanizat, iar perforatoarele aflate în funcțiune pe regiunea Maramureș sînt înzestrate cu suporți pneumatici. Perforarea găurilor de mină cu injecție de apă este generalizată și această măsură are un rol deosebit de important în combaterea acțiunii nocive a prafului rezultat de la perforare.

Extinderea încărcării cu mașini de încărcat la înaintări este în anul în curs de 2,9 ori mai mare față de anul 1948.

Reducerea efortului fizic și creșterea productivității muncii la una din operațiile cele mai grele și cu volumul de manoperă mare — încărcarea și transportul în abataje — operație care în trecut se făcea exclusiv manual a constituit o preocupare de seamă și permanentă a colectivului T. M. Baia Mare. Astfel, s-au studiat posibilitățile de introducere și aplicare a unor metode de exploatare cu productivitate mărită și care să permită mecanizarea operațiilor de încărcare și transport. Transportul mecanic în abataje cu trolii screper s-a introdus începînd din anul 1955 și a fost extins în toate abatajele unde condițiile de muncă au permis, ajungînd ca în anul 1964 numărul acestor instalații să fie de 81, iar volumul operat mecanic în abatajele cu ajutorul lor să fie de 3,6 ori mai mare decît în anul 1955.

O altă operație importantă este transportul pe galerii. În vederea reducerii efortului de muncă și creșterii productivității muncii s-au introdus la toate minele locomotive de mină, numărul lor ajungînd la 151, din care 83 cu

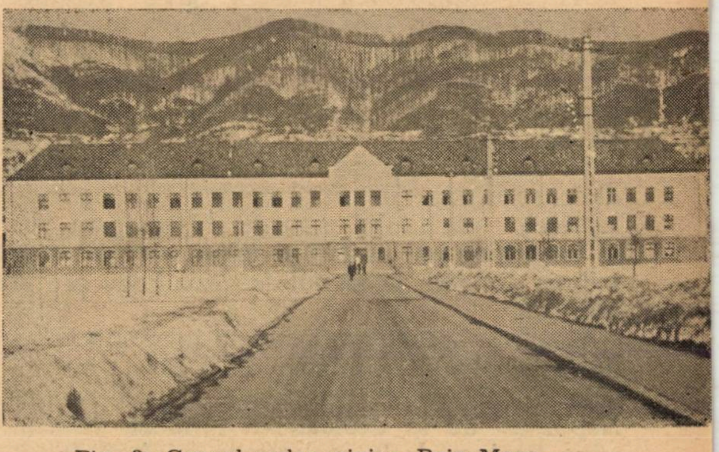


Fig. 3. Grupul școlar minier, Baia Mare.

combustie internă pentru galerii principale şi 68 electrice cu acumulatoare pentru galerii secundare.

Dezvoltarea unităţilor trustului minier s-a făcut în conformitate cu prevederile directivelor Partidului Muncitoresc Romîn, pe baza planurilor de sistematizare aprobate, alocîndu-se în acest scop fonduri importante de investiţii din care, aproximativ 26% pentru lucrări miniere iar 58% pentru construcţii şi montaje.

În vederea creşterii volumului de producţie şi a productivităţii muncii, au fost mărite capacităţile staţiilor de aer comprimat. Staţiile de compresoare vechi şi improvizate, cu agregate mici şi randamente reduse, au fost înlocuite cu staţii moderne, dotate cu compresoare de cîte 30 şi 45 m^3/min fabricate în ţară. În prezent, capacitatea total instalată în cadrul unităţilor trustului este de peste 2 800 m^3/min, ceea ce înseamnă o creştere de 13,5 ori faţă de anul 1945.

Au fost făcute, de asemenea, vaste lucrări pentru sistematizarea reţelelor de conducte pentru aer comprimat, în vederea asigurării unei presiuni corespunzătoare a aerului la locurile de muncă.

Un rol important în creşterea capacităţii de producţie a minelor din cadrul Trustului minier Baia Mare, îl au instalaţiile de extracţie. În această perioadă au fost executate şi puse în funcţiune 8 instalaţii noi, echipate cu maşini de extracţie moderne, iar alte 7 instalaţii existente au fost dotate cu maşini de extracţie noi.

La una dintre exploatări este în curs de execuţie un nou puţ central de extracţie.

În vederea măririi capacităţii de preparare a minereurilor s-au construit noi uzine de preparare a minereurilor, cum sînt cele de la Cavnic, Baia Borşa, Săsar şi Băiuţ. De asemenea, s-au amplificat şi s-au modernizat uzinele existente de la Baia Sprie şi Băiuţ.

În afară de acestea, pentru asigurarea prelucrării minereurilor provenite din minele noi — Şuior şi Ilba — precum şi a surplusului de producţie extras din celelalte mine, ca urmare a creşterii continue a producţiei acestora, în conformitate cu Directivele celui de-al III-lea Congres al P.M.R., s-a proiectat şi s-a construit în oraşul Baia Mare o uzină centrală de preparare (fig. 4). Această uzină modernă, cu o capacitate mare, a fost proiectată de IPROMIN la nivelul tehnicii mondiale şi construită de T.C.M.M., utilajele şi agregatele tehnologice montate fiind produse în întregime de uzinele constructoare de maşini din ţară.

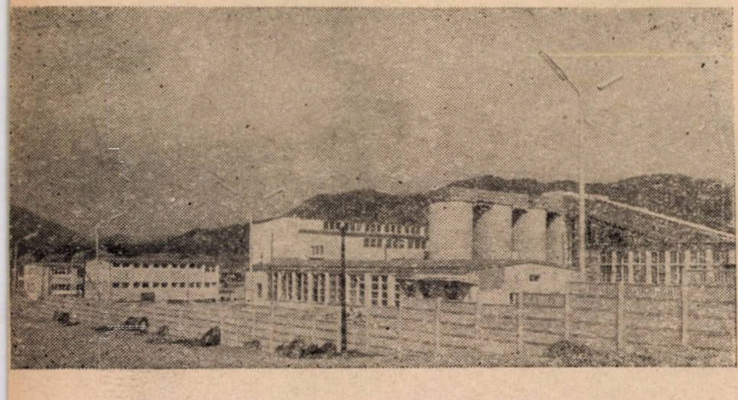


Fig. 4. Flotaţia centrală Baia Mare.

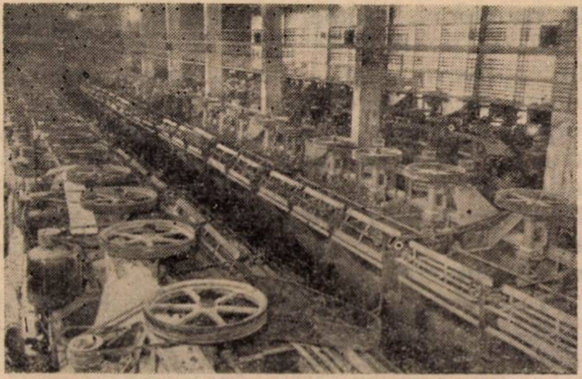


Fig. 5. Flotaţia centrală Baia Mare (celule de flotaţie).

Pentru asigurarea transportului de minereu la uzina de flotaţie centrală, precum şi pentru crearea unor condiţii mai bune de transport la exploatări s-au construit şi s-au modernizat drumuri industriale de acces la unele mine, iar la altele, lucrările sînt în curs.

Pentru întreţinerea şi repararea utilajelor şi agregatelor din dotarea unităţilor miniere în curs de dezvoltare, s-a construit Atelierul central din Baia Mare, care mai tîrziu a devenit Uzina de maşini şi utilaj minier. La toate unităţile miniere s-au construit ateliere noi de întreţinere şi reparaţii.

Un accent deosebit s-a pus în această perioadă pe asigurarea energiei electrice necesare funcţionării din plin a exploatărilor. Astfel, s-a construit o nouă uzină electrică înzestrată cu grupuri electrogene, iar uzina veche a fost amplificată. Ulterior, în anul 1961, regiunea noastră a fost conectată la sistemul energetic naţional, prin linia aeriană electrică de 110 kV Cluj—Baia Mare.

De asemenea a fost construită în anul 1963 linia electrică de 110 kV Baia Mare—Cavnic—Baia Borşa, în scopul asigurării energiei electrice necesare acestor unităţi miniere.

Pentru dezvoltarea şi asigurarea creşterii producţiei la unităţile şi minele trustului, din fondurile importante de investiţii alocate an de an, s-au mai executat galerii principale de transport, rampe, rostogoluri colectoare, stații de pompe, ateliere subterane, depozite de explozivi, remize de locomotive, lucrări pentru mecanizarea transportului, lucrări energetice subterane, precum și o serie de construcții industriale de la suprafață dintre care amintim: funiculare de minereu la exploatările Săsar și Baia Borșa, remize de locomotive, stații de termoficare, triaje și linii c.f.i., silozuri de minereu și altele.

În vederea îmbunătățirii condițiilor de muncă din subteran, s-au realizat o serie de măsuri. Astfel, pe baza studiilor și proiectelor elaborate, s-au executat și sînt în curs de executare lucrări și instalații de aeraj ca: puțurile de aeraj dotate cu ventilatoare de la Baia Sprie, stația de aeraj mina Săsar, dotată cu un ventilator modern axial VOKD, suitori și galerii de aeraj la Nistru, Herja, Cavnic și Băiuț. Locurile de muncă care reclamă condiții speciale de aeraj sînt dotate cu ventilatoare și instalații corespunzătoare aerajului secundar. Numărul ventilatoarelor existente în cadrul unităților miniere ale trustului a crescut de la 26 cîte erau în 1954, la 463.

Pentru alimentarea unităților miniere cu apă industrială și potabilă s-au executat o serie de lucrări de captare, aducțiune, tratare și distribuție a apei, ca de exemplu la Baia Sprie, Cavnic, Nistru, Herja, Baia Borșa, Săsar, Șuior și Ilba.

O lucrare de un deosebit interes nu numai pentru unitățile miniere din raza orașului Baia Mare, dar și pentru ansamblul întreg al acestui oraș, este construirea sistemului hidrotehnic care va asigura o alimentare în prima etapă cu apă industrială și potabilă de 1 500 litri pe secundă cu posibilități de amplificare ulterioară pînă la 3 000 litri pe secundă.

Pentru purificarea apelor reziduale de la uzinele de preparare, s-au construit instalații de decantare a tulburelii la Baia Borșa, Cavnic, Nistru, Baia Sprie, Băiuț, Săsar și Flotația centrală.

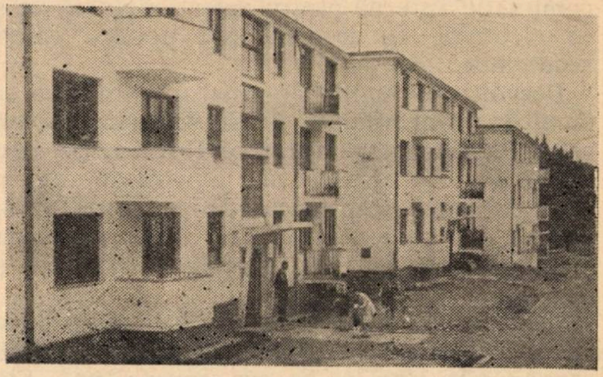


Fig. 6. Cartier de locuințe la E. M. Băiuț.

Grija față de om este ilustrată și prin cifrele care ne indică creșterea numărului de apartamente construite pentru muncitorii unităților miniere, a căminelor culturale, a dispensarelor medicale de la aceste unități, a băilor muncitorești și a altor construcții cu caracter social-cultural.

Astfel, dacă în anul 1948 numărul apartamentelor în care locuiau muncitori de la exploatările miniere ale trustului era de numai 378, astăzi acest număr se ridică la 2 300, iar numărul locurilor în căminele muncitorești a crescut de la 28 cît era în anul 1948 la peste 2 700.

Realizările mărețe obținute în dezvoltarea mineritului din regiunea Maramureș, în ultimii 20 de ani, dau muncitorilor, inginerilor și tehnicienilor minieri din această regiune noi forțe în muncă sub înțeleapta conducere a partidului pentru desăvîrșirea construirii socialismului în patria noastră.

Realizări obținute în anii puterii populare la Trustul minier Deva

Ing. *GH. APOSTOL*
directorul Trustului minier Deva

Bilanțul realizărilor unităților din cadrul Trustului minier Deva, în perioada 1945—1963, indică o dezvoltare fără precedent a industriei extractive de metale feroase și neferoase în regiunea minieră Poiana Ruscă, oglindind politica leninistă a partidului nostru de industrializare socialistă a țării.

Fig. 1. Sediul Trustului minier Deva.

Datorită unui volum mare de lucrări de cercetări geologice, s-a realizat o creștere însemnată a rezervelor de minereuri feroase, cuprifere și complexe, care au creat premizele unei creșteri corespunzătoare a producției și a ridicării nivelului ei tehnic, prin modernizarea și amplificarea unităților miniere existente, precum și prin punerea în exploatare de mine noi.

Astfel, minele existente de minereuri de fier, Ghelar și Teliuc, au fost amplificate, capacitatea lor de producție crescînd de 6 ori, respectiv de 9 ori față de anii dinainte de război.

Forajele efectuate în perioada 1958—1963 în zona Teliuc—Ghelar au pus în evidență noi cîmpuri miniere.

Se remarcă amploarea lucrărilor de investiții care se execută în noile cîmpuri miniere prin săparea de puțuri de extracție, prin organizarea unui transport în subteran comun ambelor mine și prin construcția unei instalații moderne de prăjire magnetizantă și separare magnetică în comuna Teliuc, lucrări ce reprezintă o expresie a introducerii tehnicii miniere noi în țara noastră, prin mecanizarea și automatizarea complexă a operațiilor din procesul de producție.

Minele noi aparținînd Trustului minier Deva, puse în exploatare în anii puterii populare, sînt următoarele:

— mina de minereuri cuprifere Deva, abandonată în trecut din cauza epuizării zonei bogate de la suprafață, a fost redeschisă în anul 1952, iar prin lucrările ample de cercetare și deschidere în adîncime a zăcămîntului s-au identificat rezerve importante, care au justificat construirea unui complex minier și de preparare, cu o capacitate mărită de 14 ori față de capacitatea din anul 1953;

— mina Muncelul-Mic, de minereuri complexe, pusă în exploatare în anul 1961, cu o capacitate actuală de producție de 2,1 ori mai mare față de capacitatea avută inițial;

— mina Rușchița, de minereuri complexe, intrată în producție în anul 1950 și care în prezent are o capacitate de producție de 6,1 ori mai mare față de anul 1950;

— mina de minereuri de pirită Boița-Hațeg, cercetată și deschisă în perioada 1950—1952 și dată în exploatare în anul 1953.

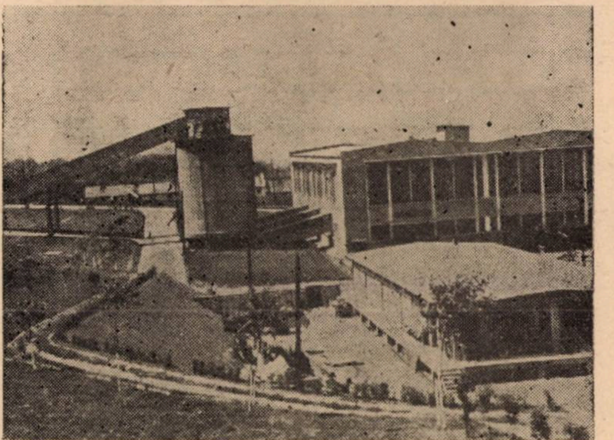


Fig. 2. Uzina de preparare a minereurilor cuprifere, Deva.

Prin amplificarea capacităților de producție și prin construirea de noi unități miniere, valoarea producției globale industriale comparabile a unităților Trustului minier Deva a crescut aproximativ de 10 ori față de anul 1944.

Creșterea capacităților de producție a minelor existente și punerea în exploatare a noi unităţi miniere, a fost strîns legată de executarea unui volum important de cercetări geologice, în vederea identificării de noi rezerve de minereuri de fier şi complexe, care să asigure baza materială a necesităţilor de producţie. În acest sens se remarcă amploarea deosebită pe care au luat-o lucrările de prospecţiuni şi explorări în vederea detectării de noi zăcăminte de minereuri de fier, din masivul Poiana Ruscă. Astfel, s-a cercetat în detaliu zona de perspectivă cuprinsă între Teliuc — Ghelar — Vadu-Dobrii — Ruşchiţa prin lucrări de prospecţiuni geofizice, cu aparatura necesară modernă, în vederea precizării amănunţite a structurilor geologice, trecîndu-se apoi la lucrări de cercetare prin foraje şi prin lucrări miniere.

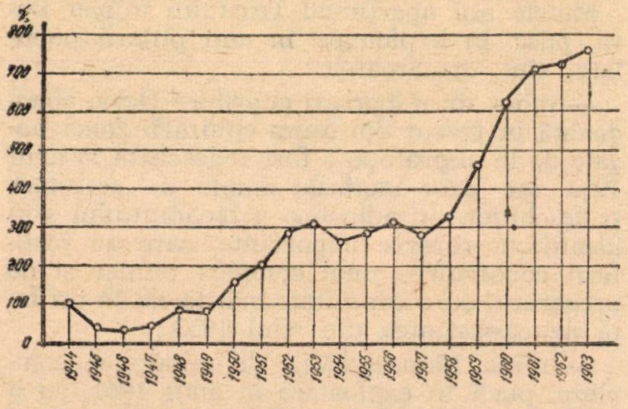


Fig. 3. Creşterea extracţiei de minereuri feroase în perioada 1944—1963 (1944 = 100).

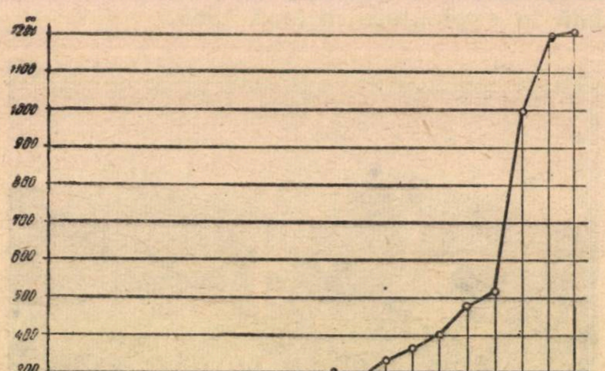


Fig. 4. Creşterea extracţiei de minereuri neferoase în perioada 1944—1963 (1944 = 100).

Lucrările de cercetare efectuate au evidenţiat un volum de rezerve de minereuri de fier de 6 ori mai mare faţă de rezervele existente în anul 1944. Se menţionează, de asemenea, rezultatele lucrărilor geologice din ultimii ani, efectuate la mina Muncelul-Mic, care evidenţiază dezvoltarea zăcămîntului în adîncime şi în extindere. În vederea stabilirii continuităţii zăcămîntului Muncelul-Mic la vest de felia majoră care l-a fracturat, s-au executat prospecţiuni geochimice, prospecţiuni geologice şi un însemnat volum de lucrări miniere, conturînd astfel zăcămîntul de minereu complex şi probabil cuprifer, Muncelul-Mare.

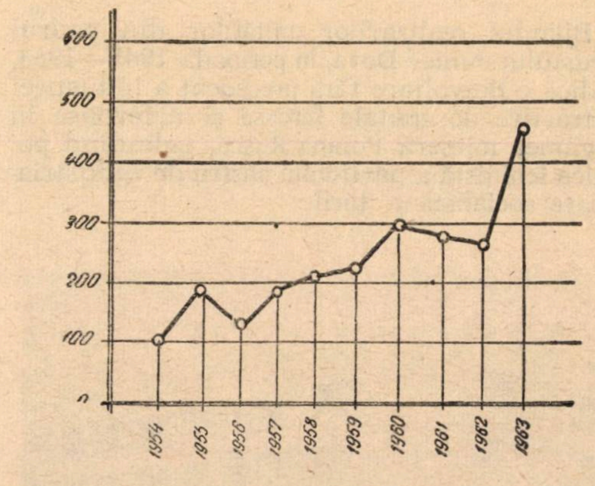


Fig. 5. Creşterea extracţiei de substanţe nemetalifere în perioada 1954—1963 (1954 = 100)

De menţionat este şi volumul important de lucrări de prospecţiuni, foraje şi lucrări miniere de cercetare care s-au executat la mina

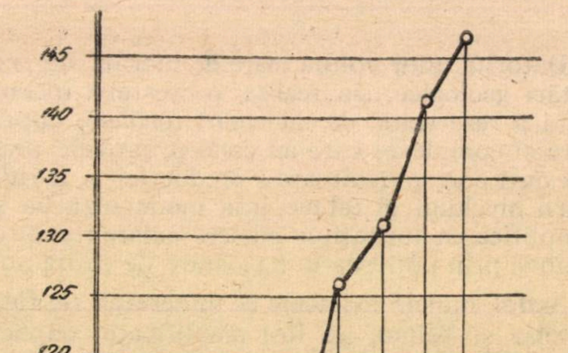
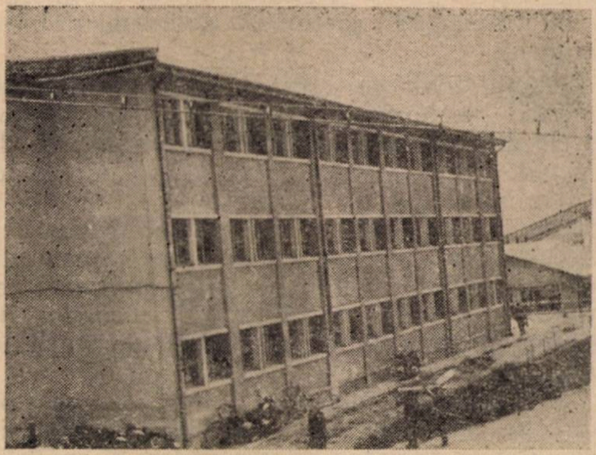


Fig. 6. Creşterea productivităţii valorice în perioada 1955—1963 (1955 = 100).

Deva, şi care au pus în evidenţă o rezervă de minereuri cuprifere de 50 ori mai mare, faţă de rezerva cunoscută în anul 1952, la redeschiderea minei.

Rezultatele pozitive obţinute prin lucrările de cercetare au dus la efectuarea unui volum important de lucrări miniere de deschidere a zăcămintelor.



F.g. 7 .Grupul şcolar Deva.

Ca realizări deosebite sînt de menţionat :

— noul puţ de extracţie Deva echipat cu o maşină de extracţie de mare capacitate, tip 2 Ţ—4 x 1,8 ;

— noile puţuri de extracţie Teliuc-est şi Ghelar-est, cu adîncime de peste 300 m, cu circuite automate la puţ şi echipate cu maşini de extracţie tip 2 BM-3000 ;

— noile puţuri de extracţie Teliuc-central cu o capacitate de 200 tone pe oră, din care puţul orb este echipat cu o maşină tip 2 BM-2500 ;

— galeria principală de transport Decebal de la mina Deva cu o lungime de 3 600 m, care face legătura între subteran şi complexul de preparare ;

Fig. 8. Cartier de locuinţe muncitoreşti din Deva.

— tunelul Teliuc — Ghelar, în curs de execuţie, cu o lungime totală de 7 300 m, care va cumula producţia de la minele Ghelar-est şi Teliuc-est, în vederea transportării ei la noua uzină de preparare Teliuc ;

— puţul de extracţie Muncelul-Mic, echipat cu o maşină tip Ghelar.

În domeniul preparării minereurilor s-au realizat progrese însemnate. Astfel s-au construit instalaţiile de flotaţie de la exploatările Băiţa-Crăciuneşti, Ruşchiţa şi Deva, precum şi instalaţia de măcinare a talcului de la Zlaşti. Complexul de preparare Deva, care deserveşte atît mina de minereuri cuprifere Deva cît şi mina de minereuri complexe Muncelul-Mic, este înzestrat cu tipuri noi de maşini de flotaţie şi cu mori cu bile cu capacitate de 500 tone pe zi.

O atenţie deosebită s-a acordat creării condiţiilor tehnice necesare pentru satisfacerea nevoilor producţiei, prin construirea unei instalaţii de preparare a minereurilor de fier, în scopul îmbunătăţirii calităţii acestora şi a valorificării rezervelor de minereu, cu conţinuturi reduse în fier. Această instalaţie amplasată la Teliuc, în apropierea Combinatului siderurgic Hunedoara, cu posibilităţi de alimentare cu minereu din întregul bazin al Poienii Rusca, cu o capacitate anuală în etapa finală de 2,5 milioane tone, va duce la o îmbogăţire a calităţii minereului de la 25—30% Fe în minereul brut pînă la 53—55% Fe în concentrate.

Majoritatea covîrşitoare a utilajelor necesare fluxului de prăjire magnetizantă şi separare magnetică a fost construită în ţară. Sfărîmarea în prima treaptă se efectuează cu concasoare nr. 12, cu o capacitate de 200 tone pe oră, iar măcinarea fină, în mori cu bare. Filtrele sînt cu suprafeţe de filtrare interioară. Cuptoarele de prăjire magnetizantă au o capacitate de 1000 tone pe zi pe cuptor şi sînt prevăzute să utilizeze ca combustibil gazul metan.

Pentru asigurarea exploatărilor miniere cu energie electrică, în condiţiile unui volum din ce în ce mai mare a mecanizării procesului de producţie, s-au construit numeroase staţii de transformare, atît în subteran cît şi la instalaţiile de preparare, precum şi o serie de reţele electrice de înaltă tensiune. Sistemul energetic al exploatărilor trustului însumează o lungime de reţea de 152 km, din care 53 km linii de 1—6 kV, 57 km de 15 kV şi 42 km linii de 35 kV. Puterea totală instalată la transformatoare este de 22 000 kVA, iar consumul de energie anual depăşeşte 69 milioane kWh. Construirea sistemelor energetice la exploatări a dat posibilitate şi electrificării satelor din jurul acestora. Astfel, s-a introdus şi s-a extins iluminatul electric în satele Cerişor, Lelese, Plopi, Alun, Poiana Rechiţelii, Vadul Dobrii, Rusca Montană, Ruşchiţa, Muncelul

Mic, Hondol, Certej, Săcărîmb etc. În ceea ce privește alimentarea exploatărilor cu energie pneumatică, s-au construit stații de compresoare moderne, dotate cu unități fabricate în țară, de 30 și 45 m^3/min. Capacitatea totală a stațiilor de compresoare a atins în prezent 1 240 m^3/min.

Între construcțiile industriale de la suprafața minelor este necesar a mai fi menționate : funicularele de minereu de la exploatările Teliuc, Băița-Crăciunești și Zlaști, decantoarele de steril de la flotațiile Deva, Băița-Crăciunești, Certej-Săcărîmb, precum și noile incinte miniere cu liniile de triaj de la Ghelar-est și Teliuc-est, cu instalații și circuite mecanizate și automatizate.

Toate exploatările au fost înzestrate cu ateliere de întreținere și reparații mecanice, dotate cu utilaje moderne construite în țară. Astfel au fost construite ateliere la Teliuc, Deva, Rușchița, Băița-Crăciunești, iar atelierele vechi au fost complet reamenajate.

În vederea preparării substanțelor minerale utile în decursul acestor 20 de ani, s-au adus contribuții importante la valorificarea superioară a minereurilor prin introducerea tehnicii noi și perfecționarea tehnologiilor de preparare. Astfel :

— s-au revizuit circuitele de flotație clasice în funcție de caracteristicile specifice ale minereurilor, în scopul creșterii productivității pe unitatea de volum de celulă ;

— s-a raționalizat consumul de reactivi prin introducerea reactivilor produși în țară și utilizarea unui regim rațional de reactivi ;

— prin încărcarea corectă a morilor cu bile și prin stabilirea unui măciniș optim, productivitatea orară a morilor cu bile a crescut în medie cu 25% ;

— pentru mărirea timpului de flotare s-au luat măsuri de evitare a diluării exagerate a tulburelii, trecîndu-se treptat la o creștere a densității tulburelii ;

— prin modernizarea celulelor de flotație și prin folosirea lor mai rațională, s-a trecut în mare parte la flotarea intensivă și la obținerea de indici de extracție superiori ;

— s-au mecanizat unele operații din fluxul tehnologic de preparare (cîntărirea și alimentarea minereului, înlocuirea pieselor de schimb, dozarea reactivilor, colectarea probelor și încărcarea mecanică a concentratelor).

Rezultatele obținute, evidențiate în indicii de extracție, în comparație cu indicii inițiali, considerați la un an după intrarea în funcțiune a instalațiilor de flotație, sînt :

— Rușchița :
Pb — de la 82,0 la 90,9% :
Zn — de la 71,0 la 79,5% ;
— Deva :
Cu — de la 84,1 la 89,1% ;
— Crăciunești :
Pb — de la 74,6 la 80,3% ;
Zn — de la 58,0 la 75,9% ;
— Certej :
Au — de la 63,9 la 72,1% ;

Dezvoltarea extracției de minereuri de fier din minele Ghelar și Teliuc a constituit o sarcină de seamă a Trustului minier Deva, privind creșterea susținută a productivității muncii.

Ritmul înalt de creștere a productivității muncii s-a bazat pe mecanizarea operațiilor grele din subteran, precum și pe aplicarea de metode de exploatare de mare productivitate. La mina Ghelar s-a reușit să se extragă prin aceste metode 44,5% din totalul producției. Această realizare este cu atît mai importantă cu cît lentilele de minereu au o structură variată, cu grosimi de 3—60 m, înclinări de 0—70° și importante intercalații de steril în masa minieră.

S-au aplicat : metoda cu înmagazinare pe direcție sau transversal, metoda cu subetaje cu diferite variante de deschidere și metoda combinată (subetaje cu înmagazinare). Indicii de productivitate în abataj, realizați în anul 1963, cu aceste metode, sînt următorii :

— metoda de înmagazinare	18,9 ;
— metoda cu subetaje	17,5 ;
— metoda combinată	8,2.

La mina Teliuc în subteran s-au mecanizat operațiile de încărcare și transportul minereului în abataje cu screpere și mașini de încărcat tip Atlas-Copco.

Exploatarea în carieră de la mina Teliuc se realizează prin trepte cu o înălțime de 10 m. Pentru forarea găurilor de mină verticale s-a introdus foreza tip Uraleț BU-2, percutantă. Încărcarea se efectuează cu excavatoare de 1 m^3 și de 3 m^3, iar transportul minereului cu autocamioane de 10 tone.

Metodele de lucru aplicate și utilajele folosite în carieră au influențat simțitor creșterea capacității de producție, iar indicii tehnico-economici au fost îmbunătățiți. Astfel, productivitatea muncii realizată în anul 1963 a atins 26,3 tone masa minieră pe abataj și 16,6 tone masa minieră pe mină.

De asemenea, introducerea transportului auto în carieră a avut ca urmare o creștere a productivității excavatoarelor de la 20 tone pe oră la 37,8 tone pe oră la excavator de 1 m^3 și la 115,6 tone pe oră la excavator de 3 m^3.

Se menționează, de asemenea, eforturile colectivului Trustului minier Deva în experimentarea diferitelor metode de exploatare la zăcămîntul cuprifer Deva, în scopul stabilirii unei metode optime, care să asigure un volum mărit de producţie. În prezent se studiază aplicarea metodei de exploatare cu front lung şi surparea tavanului fals, cu mecanizarea operaţiilor de încărcare şi transport.

O atenţie deosebită a fost acordată îmbunătăţirii esenţiale a condiţiilor de muncă ale minerilor din subteran.

De la perforarea manuală a găurilor de mină, practicată obişnuit în anul 1944, s-a trecut la o completă mecanizare prin utilizarea perforatoarelor pneumatice pe suporţi.

Pentru combaterea acţiunii nocive a prafului de silice s-a introdus perforarea cu injecţie de apă, generalizată la minele Teliuc, Deva şi Muncelul-Mic.

În cariera Teliuc s-a extins procedeul de împuşcare cu capse cu întîrzieri de milisecundă.

La lucrările miniere de înaintare în galerii s-au mecanizat operaţiile de încărcare în proporţie de peste 40% din volumul total posibil de încărcat mecanic. S-au introdus în unele mine transportul şi încărcarea mecanică a minereului în abataje cu screpere şi maşini de încărcat.

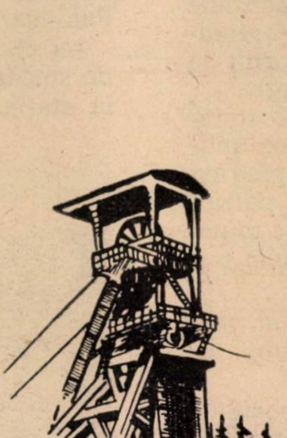
Un accent deosebit s-a dat lucrărilor de îmbunătăţire a aerajului în subteran. În urma studiilor executate, la minele Deva şi Teliuc-central s-au construit puţuri de aeraj şi instalaţii de ventilaţie, completîndu-se şi o serie de lucrări pentru îmbunătăţirea circuitelor vechi de aeraj. La minele Ghelar-est şi Teliuc-est urmează a se efectua, pe baza proiectelor elaborate în acest scop, un complex de lucrări miniere şi instalaţii de ventilaţie, în vederea creării la fiecare mină a unui aeraj diagonal aspirant. De asemenea, la toate minele s-a introdus aerajul secundar al lucrărilor miniere, prin dotarea lor cu ventilatoare electrice şi pneumatice.

Ridicarea nivelului de pregătire al minerilor şi calificarea cadrelor de noi mineri, constituie o sarcină permanentă de răspundere a inginerilor şi tehnicienilor trustului. În perioada 1950—1963 au absolvit cursurile de calificare, înfiinţate la fiecare exploatare, un număr de peste 5 000 muncitori. Pentru pregătirea minerilor calificaţi şi a maiştrilor s-a înfiinţat un grup şcolar la mina Ghelar a cărui activitate se desfăşoară în prezent în Deva.

Din şcolile profesionale, care au funcţionat în cadrul acestui grup şcolar, au intrat în producţie în perioada 1950—1963 un număr de peste 2 500 tineri absolvenţi. De asemenea, 228 elevi au absolvit şcoala medie tehnică şi de maiştri.

În mod deosebit s-a reflectat grija faţă de om prin creşterea nivelului de trai al muncitorilor minieri. Astfel, s-au alocat fonduri importante pentru construcţii muncitoreşti la toate exploatările trustului. Ca urmare, în perioada 1948—1963 s-au dat în folosinţă pe total trust un număr de peste 1 000 apartamente pentru salariaţii familişti şi 25 cămine pentru nefamilişti.

În vederea asigurării condiţiilor de igienă şi sanitare a muncitorilor s-au construit la exploatări 11 băi şi 7 dispensare. La toate unităţile noastre miniere funcţionează cămine şi cluburi muncitoreşti precum şi cantine.



Dezvoltarea exploatărilor de lignit ale Trustului minier Muntenia, în cei 20 de ani de la eliberarea țării noastre

Ing. *I. POPESCU*
directorul Trustului minier Muntenia

În cei 20 de ani de la eliberare exploatarea zăcămintelor de lignit a luat un mare avînt, producția de lignit contribuind la asigurarea combustibilului necesar pentru noile centrale termoelectrice, pentru transportul feroviar și pentru uz casnic.

Din producția de lignit a țării, circa 21% se extrage din minele Trustului minier Muntenia, situate în trei bazine: Filipeștii de Pădure, Șotînga și Ceptura. În primele două bazine au existat mine în exploatare în trecut: Șotînga din anul 1880 și Filipeștii de Pădure din perioada dintre cele două războaie mondiale. Aceste mine aveau producție mică, iar exploatarea se făcea în mod prădalnic.

Pînă la preluarea minelor de către puterea populară, dotația minelor cu mașini și utilaje era aproape inexistentă, iar muncitorii minieri lucrau în condiții foarte grele.

După naționalizare, urmările nefaste ale exploatării capitaliste trebuiau curmate grabnic.

Dezvoltarea capacităților de producție a minelor existente și deschiderea de noi mine au necesitat investiții mari pentru lucrările miniere subterane și construcții de la suprafață.

Zăcămintele de lignit au condiții geologice și hidrogeologice speciale, cu roci slab consolidate care se umflă producînd presiuni mari asupra susținerii lucrărilor miniere și formațiuni de nisipuri acvifere sub nivelul hidrostatic. Aceste condiții pun probleme greu de rezolvat.

Muncitorii, tehnicienii și inginerii din bazinele de lignit, avînd ajutorul permanent al organizației de partid și sindicatului, au pornit la lupta pentru atingerea obiectivelor fixate.

Sarcinile au fost mari, dar ele au fost îndeplinite și depășite an de an, astfel că anul acesta, de Ziua Minerului și în întîmpinarea celei de-a XX-a aniversări a eliberării patriei noastre de sub jugul fascist, colectivele minelor de lignit de la Trustul minier Muntenia pot raporta cu mîndrie realizările lor.

Luînd ca bază de comparație anul 1950, producția de lignit de la minele T. M. Muntenia a crescut de 5,75 ori.

Această creștere a producției a fost posibilă prin dezvoltarea sistematică a exploatărilor, atît în subteran, prin lucrări de deschidere, cît și la suprafață, prin construcții industriale.

Concomitent cu dezvoltarea minelor s-a procedat la mecanizarea lor prin introducerea utilajelor specifice industriei miniere, pentru ușurarea operațiilor grele și crearea condițiilor mai bune de muncă.

La E. M. Filipeștii de Pădure s-au realizat:

— instalația modernă de sortare și însilozare (fig. 1);

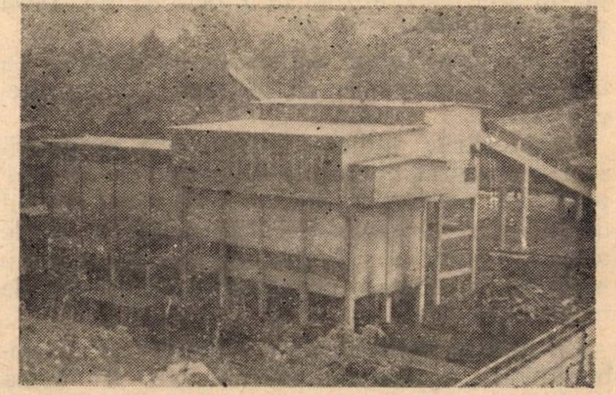


Fig. 1. Instalația de sortare și însilozare de la E. M. Filipeștii de Pădure.

— electrificarea transportului în subteran și la suprafață;

— triajul de la mina Palanga și sistematizarea incintei, posturi de transformare pentru alimentarea cu energie electrică, magazii și depozite de materiale pentru lemn, exploziv etc.;

— un complex administrativ cu baie, lămpărie, birouri și sala de apel (fig. 2);

— alimentarea cu apă și canalizare, modernizarea drumului Filipeștii de Pădure—mina Palanga etc.

La E. M. Ceptura s-au construit: instalația de sortare și însilozare, cale ferată de la mină la stația C.F.R. etc.

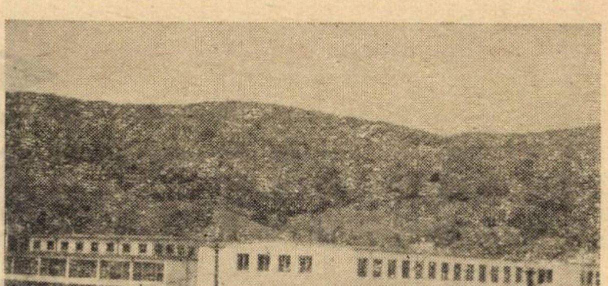


Fig. 2. Complexul administrativ de la E. M. Filipeștii de Pădure.

La E. M. Şotînga s-au construit: instalaţia de extracţie cu turn de beton armat la puţul Ilfov, linii c.f.i. pentru transportul cărbunelui la termocentrala Doiceşti, postul trafo şi racordul pentru alimentarea cu energie electrică etc.

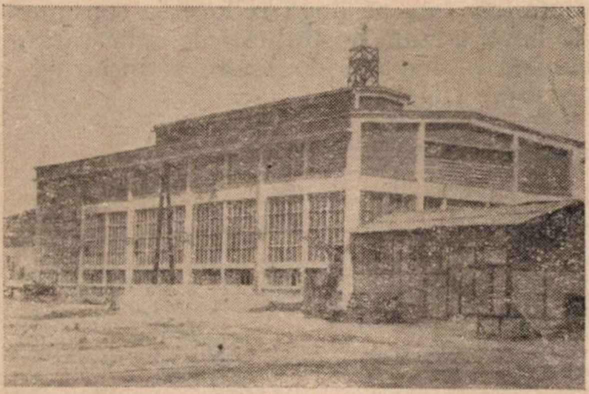


Fig. 3. Hala turnătoriei de la A.R.U.M.

La Atelierul de reparaţii de utilaje miniere (A.R.U.M.) s-au construit: o hală modernă pentru turnătorie (fig. 3), un atelier de prefabricate de beton, magazie de ciment etc.

Pentru crearea condiţiilor corespunzătoare de trai ale minerilor, s-au construit locuinţe, cluburi, săli de cinematograf la toate exploatările.

Pentru minerii de la E. M. Filipeştii de Pădure s-a construit un ansamblu de locuinţe — oraşul minier — cu 320 apartamente (fig. 4).

De asemenea, s-au construit locuinţe pentru mineri la Şotînga şi Ceptura.

În perioada 1962—1964 salariaţii de la T. M. Muntenia au primit de la Sfatul Popular al regiunii Ploieşti, 146 apartamente noi, din care 41 apartamente în oraşul Ploieşti.

Pentru pregătirea cadrelor de mineri s-a construit în oraşul minier Filipeşti o şcoală profesională, dotată cu săli de clasă, atelier, dormitoare şi cantină pentru 500 de elevi, unde întreţinerea lor este gratuită.

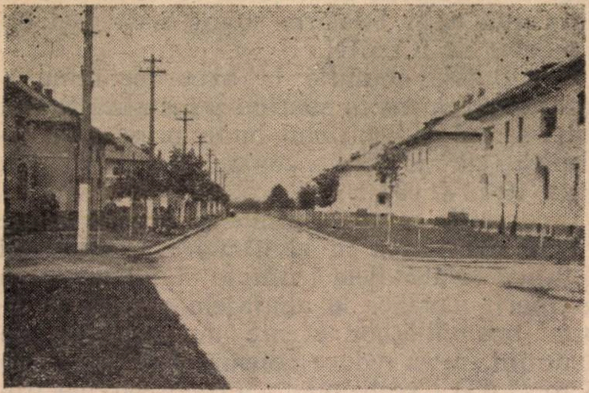


Fig. 4. Aspect din oraşul minier Filipeştii de Pădure.

Pentru mecanizarea minelor în perioada 1951—1963 s-au procurat utilaje în valoare de peste 200 milioane lei.

Prin crearea bazei materiale în decursul perioadei de după naţionalizare, s-au asigurat condiţiile de creştere a producţiei şi a productivităţii muncii şi de reducere a preţului de cost a lignitului.

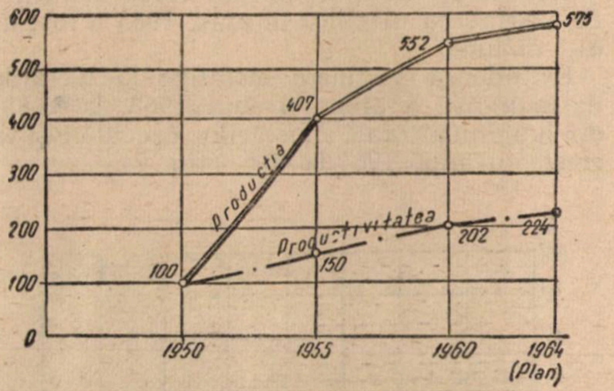


Fig. 5. Dinamica producţiei de lignit şi creşterea productivităţii fizice la exploatările Trustului minier Muntenia (anul 1950 = 100).

Creşterea producţiei şi productivităţii muncii realizate în perioada 1950—1964 este redată în figura 5 iar scăderea preţului de cost în perioada 1955—1964, în figura 6.

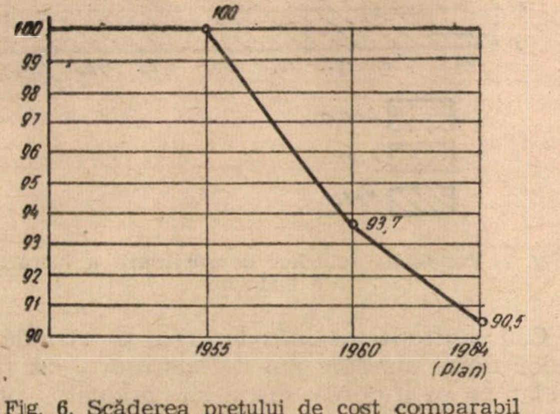


Fig. 6. Scăderea preţului de cost comparabil al producţiei de lignit la exploatările Trustului minier Muntenia (anul 1955 = 100).

Faţă de condiţiile grele de zăcămînt, tehnicienii şi inginerii de la T. M. Muntenia au avut de rezolvat, în primul rînd, problema susţinerii lucrărilor subterane.

Susţinerea lucrărilor de înaintare cu lemn nefiind corespunzătoare şi ducînd la un consum exagerat de lemn de mină, datorită presiunilor mari, din anul 1958 s-au făcut încercări de susţinere cu inele de bolţari din beton. Rezultatele obţinute au fost bune şi avînd în vedere avantajele pe care le prezintă, prin îmbunătăţirea căilor de transport, circulaţie de siguranţă mărită şi reducerea consumului de lemn de mină, s-a trecut la extinderea acestui sistem de susţinere.

În anul 1962 s-a ajuns ca 55,2% din lungimea lucrărilor de înaintare să se execute cu susţinerea în inele de bolţari.

Pentru creşterea vitezelor de avansare, la lucrările de înaintare, începînd cu anul 1960 s-a experimentat şi apoi s-a extins sistemul de susţinere a lucrărilor de înaintare cu armături metalice circulare, cu profil special TH. Viteza medie obţinută la înaintarea lucrărilor de susţinerea metalică în anul 1963 a fost de 61,5 m/lună.

Extinderea susţinerii metalice la lucrările de înaintare a ajuns în anul 1963, la 33,8% din lungimea totală a lucrărilor executate şi va creşte în anul 1964 la 40% (fig. 7).

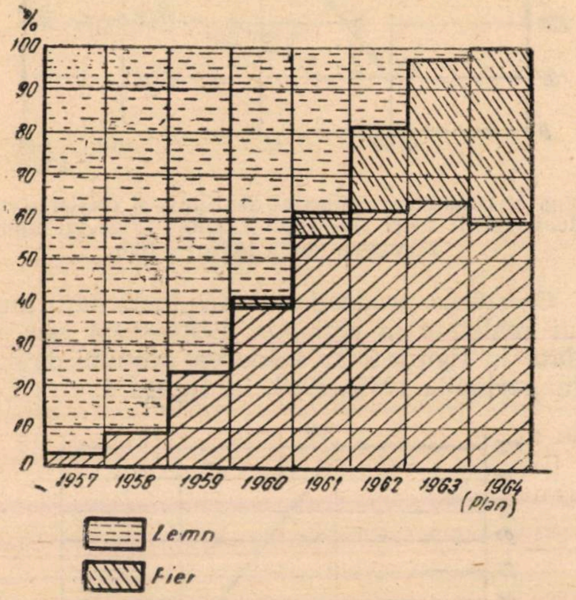


Fig. 7. Ponderile felurilor de susţinere a lucrărilor de înaintare.

Concomitent cu introducerea şi extinderea celor două sisteme noi de susţinere s-a procedat la extinderea susţinerii galeriilor principale de transport, cu zidărie continuă de bolţari astfel încît s-a eliminat aproape în întregime susţinerea cu lemn la toate lucrările de înaintare.

În anul 1963 armarea în lemn a fost în proporţie de 2,7% iar în 1964 va fi numai de 0,6%.

Totodată s-a eliminat betonarea cu beton bătut a vetrei galeriilor zidite, prin folosirea prefabricatelor speciale din beton vibrant, realizate de un colectiv de la E. M. Şotînga, ceea ce a permis o creştere a vitezei de avansare şi o calitate mai bună a lucrărilor.

O dată cu măsurile luate de înlocuire a susţinerii cu lemn a lucrărilor de înaintare, în anul 1958 s-a început experimentarea susţinerii metalice în abatajele frontale de la E. M. Filipeştii de Pădure.

Rezultatele obţinute pe parcurs au fost bune, astfel încît în urma perfecţionării aduse de ICEMIN în anul 1963, la stîlpii metalici, acest sistem de susţinere va avea o extindere şi mai mare.

În anul 1964 s-a prevăzut şi se va realiza 21% din producţia din abataje cu susţinere metalică, care pe lîngă reducerea consumului de lemn creează posibilităţi de aplicare a mecanizării complexe de tăiere şi încărcare cu combina (fig. 8).

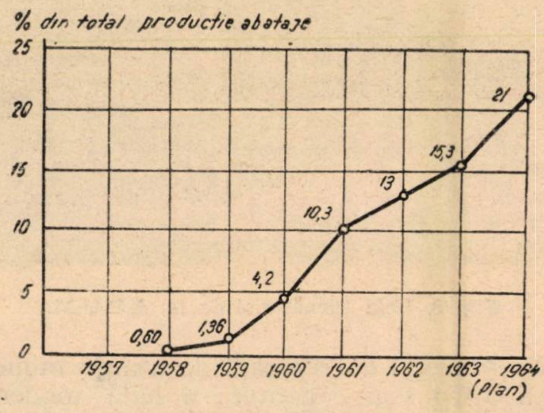


Fig. 8. Extinderea susţinerii metalice în abataje.

Prin înlocuirea lemnului la lucrările de înaintare, şi în parte de lucrările din abataje, consumul de lemn a scăzut de la 61 m^3/1 000 t, cît era în anul 1957, la 39,8 m^3/1 000 t, în anul 1963 şi va scădea la 37,5 m^3/1 000 t în anul 1964.

Avînd în vedere că extinderea abatajelor frontale la care se aplică cu succes susţinerea metalică este limitată de condiţiile de zăcămînt, grosimea stratului, falii, coperiş slab etc, circa 58% din producţie se extrage şi în prezent din abataje cameră, la care susţinerea se face în lemn.

Pentru a înlocui lemnul şi la susţinerea abatajelor cameră, se fac experimentări de susţinere metalică şi în aceste abataje (fig. 9).

Experimentările au început în anul 1963, la stratul III Roşioara şi în anul 1964, la stratul I Mărgineanca. Răpirea armăturilor metalice la retragerea abatajelor se realizează în siguranţă prin folosirea unui scut metalic, proiectat de ICEMIN.

Rezultatele obţinute la experimentarea abatajelor cameră cu susţinere metalică la cele două strate de lignit sînt bune, prezentînd posibilităţi de reducere a consumului de lemn la circa 10 m^3/1 000 t.

Încercările se vor extinde şi la alte strate.

Prin extinderea în continuare a susţinerii metalice la abatajele frontale şi introducerea susţinerii metalice la abatajele cameră în limita posibilităţilor create de condiţiile de zăcămînt, se va reduce consumul de lemn sub 35 m^3/1 000 t realizînd în termen sarcina trasată de Congresul al III-lea al P.M.R. cu pri-

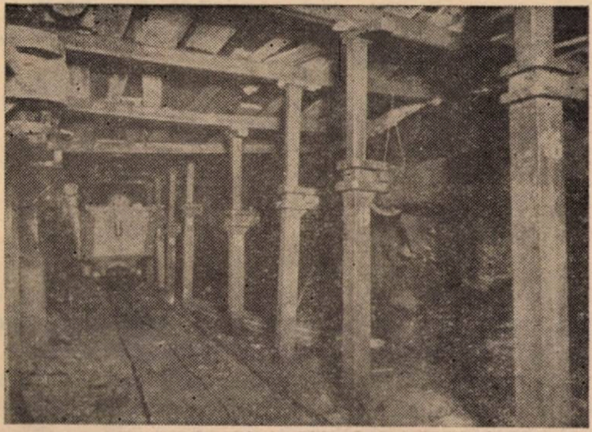


Fig. 9. Susţinerea metalică în abatajele cameră.

vire la reducerea consumului de lemn de mină.

Realizările la mecanizarea procesului de producţie de la minele T. M. Muntenia sînt demne de remarcat.

Minele de la E. M. Filipeştii de Pădure se ridică la nivelul celor mai mecanizate mine de lignit din ţară.

Transportul producţiei, inclusiv sortarea şi încărcarea în vagoane se fac complet mecanizat.

O parte din galerii se execută cu combina de înaintare PK—3, cu o avansare medie de 150 m/lună.

Introducerea încărcării mecanice s-a început din anul 1957 ajungînd în anul 1963, la 18,2% din volumul total, iar în anul 1964, se va realiza 21% (fig. 10).

Pentru mecanizarea complexă de tăiere şi încărcare în abataje frontale, la E. M. Filipeşti este în funcţie combina K—52 M. Rezultatele obţinute în anul 1963 la tăierea cu combina au fost bune, realizînd o creştere a productivităţii muncii şi o viteză de avansare a frontului.

Rezultatele obţinute în trim. I 1964 depăşesc apreciabil pe cele obţinute la fronturile cu împuşcare. Prin realizarea zilnică a ciclului de tăiere cu combina s-a ajuns la avansarea frontului de abataj cu 25 m/lună, faţă de 18—20 m/lună, cît se realizează la celelalte abataje frontale, şi la o creştere a productivităţii muncii cu 39%.

Extinderea tăierii şi încărcării cărbunelui cu combina va aduce o creştere a productivităţii muncii la abatajele frontale şi o reducere mare a consumului de exploziv.

Un alt avantaj care se realizează prin tăierea frontului cu combina este menţinerea mai bună a coperişului din front, ceea ce duce la uşurarea operaţiei de susţinere şi dirijare a coperişului şi la o siguranţă mai mare a muncitorilor.

Pe măsura avansării lucrărilor de exploatare în adîncime sub nivelul hidrostatic, condiţiile hidrogeologice devin mai grele. Executarea lucrărilor miniere de înaintare şi apoi de exploatare propriu-zisă, în condiţiile de presiune a formaţiunilor acvifere, nu ar fi fost posibilă fără executarea prealabilă a lucrărilor de asecare.

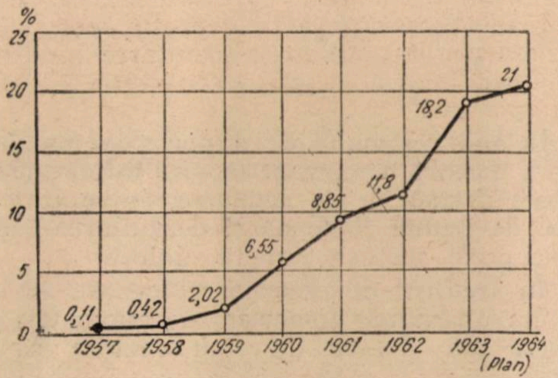


Fig. 10. Extinderea încărcării mecanice la înaintări.

Pentru rezolvarea problemei de asecare a formaţiunilor acvifere din vecinătatea stratelor de lignit de la minele T. M. Muntenia, s-au făcut în ultimii ani lucrări intense de cercetare.

Prin aceste lucrări se urmăreşte creşterea volumului de rezerve exploatabile, promovarea de rezerve în categorii superioare şi asigurarea înaintării neîntrerupte a fronturilor de lucru.

Experimentările de asecare cu filtre penetrante în coperiş şi în culcuş au dat rezultate satisfăcătoare, obţinîndu-se o coborîre a nivelului hidrostatic de 25—30 m/an, ceea ce a permis punerea în exploatare a unor rezerve de sub nivelul hidrostatic iniţial.

În vederea creşterii pe viitor a capacităţii de producţie la E. M. Şotînga, la nivelul prevăzut prin planul de perspectivă, se execută lucrări de cercetare pentru deschiderea unei noi mine în cîmpul minier Gheboieni.

Condiţiile de zăcămînt din acest cîmp sînt şi mai grele, prezentînd pe lîngă formaţiuni acvifere şi emanaţii puternice de gaze.

Pentru ca lucrările miniere să se execute în deplină siguranţă, s-au luat măsuri de executare din timp a lucrărilor de cercetare pentru degazarea zăcămîntului, atît prin foraje de la suprafaţă, cît şi prin foraje scurte din subteran.

Rezultatele obţinute pînă acum — baza materială asigurată, experienţa şi hărnicia colectivelor de la exploatări — fac posibilă realizarea şi depăşirea sarcinilor de producţie în perspectivă, creşterea productivităţii muncii, precum şi reducerea preţului de cost.

Muncitorii, inginerii şi tehnicienii de la Trustul minier Muntenia sînt hotărîţi să muncească cu şi mai mult elan, pentru a contribui la desăvîrşirea construirii socialismului în ţara noastră.

Din realizările Trustului aurului Brad în anii regimului de democrație populară

Ing. *C. ARSIN*
directorul Trustului aurului Brad

În anii regimului de democrație populară, țara noastră a repurtat succese importante în toate domeniile de activitate, între care un loc de frunte îl ocupă și dezvoltarea industriei grele, inclusiv ramura minieră.

În sectorul minereurilor neferoase au luat ființă un număr important de exploatări miniere noi și s-au dezvoltat vechile exploatări.

În urma lucrărilor de prospecțiune și explorare, executate în Munții Apuseni cu metode de lucru moderne și cu utilaje perfecționate, s-a identificat un important volum de rezerve de minereuri metalifere, care asigură o bază materială dezvoltării exploatărilor în viitorul imediat și în perspectivă.

Este demn de menționat faptul că în cadrul lucrărilor de cercetare, s-a aplicat cu succes — pentru prima dată în sectorul minier metalifer — explorarea cu ajutorul forajelor de mare adîncime și de adîncime medie, pentru determinarea structurilor favorabile mineralizărilor în adîncime. Foraje de mare adîncime s-au executat la exploatările Barza și Zlatna, iar de adîncime medie, pe scară mai mare, la toate exploatările trustului, ceea ce a adus o contribuție importantă la cunoașterea subsolului și la creșterea eficacității lucrărilor miniere de cercetare. Pe baza cercetărilor efectuate, s-au extins pe orizontală și în adîncime cîmpurile miniere ale exploatărilor existente și s-au pus în exploatare cîmpuri noi și mine abandonate în trecut.

Unităților Trustului aurului Brad li s-au acordat fonduri însemnate, care au crescut de la an la an, pentru dezvoltarea capacităților de extracție și prelucrare, pentru perfecționarea proceselor tehnologice și pentru îmbunătățirea condițiilor de muncă și de trai a celor ce muncesc.

Pentru asigurarea posibilităților de dezvoltare și pentru îmbunătățirea condițiilor de muncă în subteran, la toate exploatările trustului s-au executat construcții miniere importante.

Astfel, la E. M. Barza s-a sistematizat transportul subteran pe orizontală și pe verticală, prin dublarea galeriilor principale de transport, prin săparea unor noi căi principale de circulație, prin adîncirea și amplificarea capacității de transport a puțurilor existente și prin săparea de noi puțuri la cele trei mine ale exploatării.

La mina Musariu este în curs de săpare și amenajare un puț principal de extracție și aeraj, prevăzut cu mașină de extracție multicablu și cu deservire mecanizată. Tot aici s-a executat un volum important de lucrări pentru îmbunătățirea aerajului printre care montarea unui ventilator de mare capacitate.

La E. M. Baia de Arieș s-a săpat în perioada anilor 1951—1953 galeria principală de transport Pacea în lungime totală de 1 800 m, care unește toate sectoarele exploatării ; în prezent galeria este electrificată și servește ca arteră principală de transport subteran a exploatării. Tot aici s-a săpat și un puț de extracție pentru personal, minereu și materiale.

La E. M. Zlatna, în perioada anilor 1949—1952 s-a săpat galeria principală de transport 1 Mai, în lungime de 2 850 m, care unește între ele minele Almaș și Muncăceasca și prin care se execută transportul mecanizat al produselor miniere și al materialelor. S-au adîncit puțurile Haneș și Almaș, s-a reprofilat și s-a electrificat galeria principală de transport a minei Haneș și s-a săpat un puț nou de extracție în mina Muncăceasca.

La toate exploatările trustului s-au amplificat stațiile de compresoare și s-au construit altele noi, în funcție de creșterea consumului de aer comprimat.

O atenție deosebită s-a acordat îmbunătățirii metodelor de exploatare și introducerii și extinderii unor noi metode de exploatare cu indici tehnico-economici superiori.

La E. M. Baia de Arieș, la exploatarea unui stoc de minereuri se aplica în trecut metoda de exploatare ascendentă cu abataje cameră și rambleiere, metodă care prezenta o serie de neajunsuri în raport cu condițiile de zăcămînt și cu cerințele tehnice actuale. În anul 1950 această metodă a fost înlocuită cu metoda de exploatare descendentă în felii orizontale, cu abataje cu front lung și surparea tavanului artificial. Ulterior și această metodă a fost perfecționată prin mecanizarea transportului minereului în abataje cu ajutorul transportoarelor cu raclete, prin creșterea înălțimii feliilor în exploatare și prin introducerea susținerii metalice a lucrărilor de pregătire.

Prin aplicarea acestei metode de exploatare, productivitatea muncii în abataj a crescut cu 71%, prețul de cost a scăzut cu 18%, iar extracția zilnică a crescut de 2,5 ori, față de vechea metodă de exploatare.

La E. M. Roșia Montană, în ultimii ani, s-a îmbunătățit metoda de exploatare cu camere neregulate, aplicată zăcămintelor în formă de volbură, prin aplicarea metodei de exploatare cu camere regulate și pilieri de siguranță la distanțele prevăzute de N.T.S. și prin mecanizarea încărcării minereului în abatajele cameră, cu ajutorul mașinilor de încărcat. Prin aceasta, productivitatea muncii în abataj a crescut cu 12%.

La E. M. Barza s-a îmbunătățit vechea metodă de exploatare cu fîșii orizontale ascendente și rambleiere, prin mărirea înălțimii fîșiilor în abatajele cu condiții de zăcămînt favorabile.

În cursul anilor 1962—1963 la această exploatare s-a experimentat cu succes aplicarea unor metode de exploatare cu productivitate ridicată. Astfel, în abatajele în care s-a introdus metoda de exploatare cu înmagazinarea minereului, productivitatea fizică a crescut cu peste 115%, prețul de cost pe tona de minereu extras a scăzut cu circa 8 lei, iar consumul specific de explozivi s-a redus cu circa 15%. De asemenea, prin aplicarea metodei de exploatare cu fîșii înclinate și rambleiere, productivitatea fizică în abataj a crescut cu circa 50%, prețul de cost în abataj a scăzut cu circa 10 lei pe tonă, iar consumul de explozivi s-a redus cu circa 40%.

S-a trecut la extinderea acestor metode de exploatare la locurile de muncă în care există condiții favorabile de aplicare.

Realizări importante s-au obținut și în direcția creșterii vitezelor de avansare la săparea lucrărilor miniere, prin mecanizarea operațiilor de bază — perforarea găurilor de mină, încărcarea și transportul materialului excavat, organizarea mai bună a lucrului la locul de muncă și printr-o cît mai bună instruire a personalului de execuție.

Ca urmare a acestor măsuri, s-au obținut rezultate care depășesc cu mult pe cele din trecut. Astfel, la Roșia Montană s-a realizat în anul 1963 o viteză de avansare de 262 m/lună, la săparea unei galerii transversale cu profilul de 5,44 m^2. La Barza, s-a realizat o viteză de avansare de 258 m/lună la săparea unei galerii transversale, cu un profil de 6,1 m^2. La săparea puțului principal Hîrnic, de la mina Musariu, cu un profil de săpare de 34,2 m^2, s-au realizat viteze de avansare care depășesc 30 m/lună, ceea ce constituie recorduri pentru exploatările noastre.

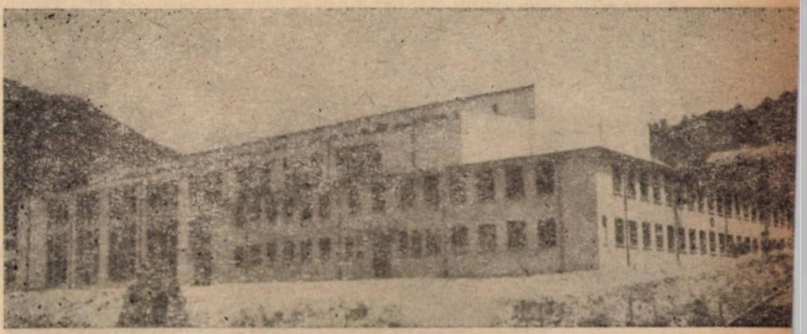


Fig. 1. Noua uzină de cianurație, E. M. Baia de Arieș.

Un pas important în direcția ridicării nivelului tehnic al producției s-a făcut și în domeniul susținerii lucrărilor miniere, unde s-au înlocuit cantități însemnate de lemn de mină. Astfel, la susținerea rostogolurilor de minereu se utilizează, pe scară largă, prefabricate din beton și în măsură mai mică tuburi metalice; la susținerea galeriilor se utilizează cadre metalice, prefabricate din beton, ancore metalice, betonarea etc. În cursul anilor 1962—1963 s-au înlocuit la exploatările trustului circa 18 000 m^3 lemn de mină.

Paralel cu aceasta, s-a dus o acțiune de reducere și a consumului specific de explozivi, prin experimentarea și extinderea împușcării cu capse electrice cu întîrziere milisecundă,

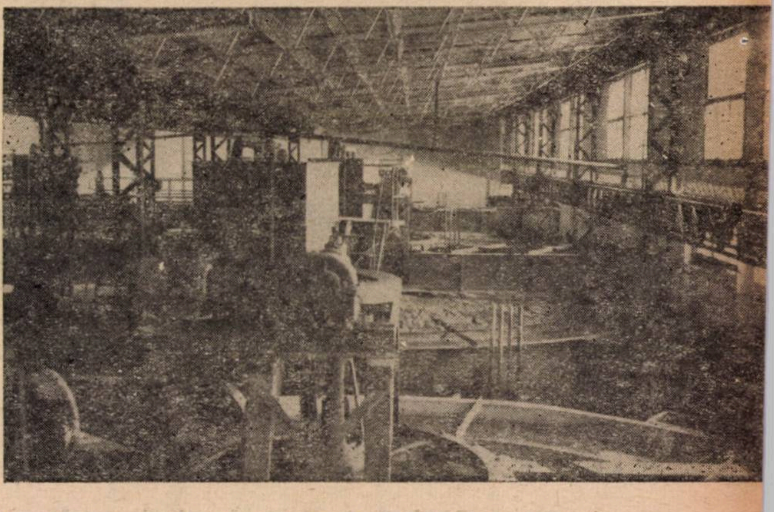


Fig. 2. Interiorul cianurației noi, E. M. Baia de Arieș.

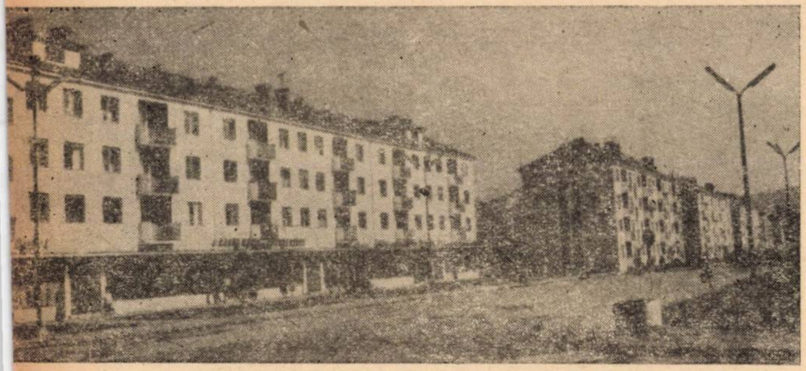


Fig. 3. Orașul nou, Brad.

ceea ce a dus la economii de ordinul a 15—20% a consumului de materiale explozive.

O atenție deosebită s-a acordat măsurilor de prevenire a accidentelor și a îmbolnăvirilor profesionale. În acest scop, s-a acordat echipament de protecție și de uzură celor ce lucrează în condiții mai grele de muncă, s-a extins perforajul umed în subteran, s-au luat măsuri speciale de asigurare a unui microclimat corespunzător la locurile de muncă, s-au creat stații de salvare și posturi de prim ajutor și s-a dus o muncă intensă pentru cunoașterea și respectarea normelor de tehnica securității și pentru prevenirea accidentelor și îmbolnăvirilor profesionale.

În domeniul preparării minereurilor realizările din ultimii ani se referă, mai ales, la dezvoltarea capacităților de prelucrare și perfecționarea proceselor tehnologice.

La Uzina de preparare din Gurabarza s-au construit noi baterii de ștampare și noi linii de flotație, amplificîndu-se și capacitățile de transport ale minereului, prin construirea unui nou funicular și prin mărirea volumului vagonetelor la vechiul funicular. La stația de antezdrobire Barza s-a construit un triaj de deservire mecanică, iar la uzina din Gurabarza s-a mecanizat golirea vagonetelor de funicular și repartizarea minereului în silozuri.

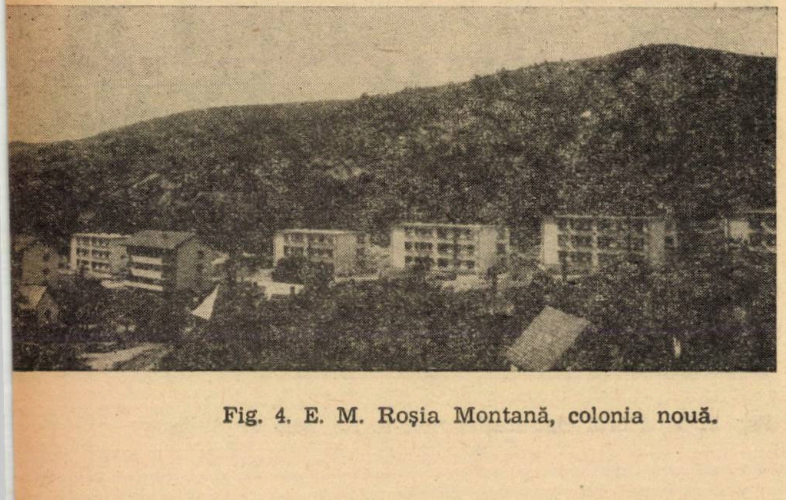


Fig. 4. E. M. Roșia Montană, colonia nouă.

La Baia de Arieș s-a construit o stație nouă de antezdrobire și s-au adăugat noi linii de flotație și de cianurare de mare capacitate, pentru prelucrarea minereurilor aurifere.

La Roșia Montană s-au înlocuit vechile baterii de ștampare, cu capacități reduse de prelucrare, cu altele noi și de capacitate mare și s-au montat noi linii de flotație.

La Zlatna, s-a construit o uzină centrală pentru prepararea minereurilor, care prelucrează minereurile tuturor minelor exploatării, alimentarea cu minereu făcîndu-se cu un funicular în lungime de 11 km.

Toate amplificările, construcțiile și utilajele, au fost proiectate și executate de specialiști din țară.

Pe lîngă fiecare uzină de preparare, s-a amenajat cîte un laborator pentru urmărirea și îmbunătățirea fluxului tehnologic. La Gurabarza a luat ființă o secție de cercetări, care studiază probleme legate de cercetarea geologică-mineralogică și de preparare a minereurilor.

O grijă deosebită a fost acordată pregătirii cadrelor de toate gradele.

În anul 1948, după reforma învățămîntului, a luat ființă la Gurabarza o școală medie tehnică pentru pregătirea cadrelor de tehnicieni minieri. Ulterior această școală a fost mutată la Brad și transformată în grup școlar minier, care pregătește cadre medii pentru minerit, în specialitățile : exploatarea, prepararea minereurilor, electromecanică și topografie.

La Gurabarza, Zlatna și Roșia Montană au luat ființă școli profesionale pentru muncitori calificați și pe lîngă fiecare exploatare funcționează cursuri de calificare, fără scoatere din producție, la care se îmbină pregătirea teoretică cu instruirea practică.

În perioada anilor 1948—1963 au absolvit școlile profesionale, cursurile de calificare și școlile tehnice 18 062 muncitori calificați, 455 personal mediu tehnic, 310 maiștri minieri (cursuri reduse).

Nu sînt puține cazurile în care elevii recrutați pentru școlile profesionale și-au continuat instruirea în școlile medii și superioare, devenind cadre de răspundere în unitățile trustului.

În domeniul social-cultural realizările se referă atît la crearea condițiilor optime de lucru, cît și la ridicarea nivelului de trai al oamenilor muncii. Astfel, s-au construit grupuri sociale, cu vestiare și dușuri, cantine, cluburi, colțuri roșii etc. La Baia de Arieș s-a construit și s-a dat în folosință un frumos club muncitoresc cu sală de spectacole de 300 de locuri și un grup social la gura minei. La

Barza s-a construit un grup social, iar la Gurabarza este în construcţie un club muncitoresc şi o sală de spectacole de circa 600 locuri.

Pentru muncitorii care locuiesc la distanţe mai mari de locurile de muncă, s-au asigurat mijloace de transport prin construirea unor linii ferate şi prin punerea autobuzelor pe anumite trasee. Astfel, s-a prelungit linia ferată Brad—Gurabarza pînă la Zdrapţi şi Bucuresci, s-au creat garnituri speciale muncitoreşti pe calea ferată Abrud—Baia de Arieş şi s-au pus autobuze pe celelalte trasee.

Pentru asigurarea unor condiţii cît mai confortabile de locuinţe pentru muncitori şi familiile lor, s-a pus în aplicare un vast plan de construcţii de locuinţe în toate centrele muncitoreşti.

La E. M. Baia de Arieş s-au construit şi s-au dat în folosinţă 3 cămine pentru nefamilişti cu 330 locuri şi 104 apartamente pentru familiile angajaţilor.

La E. M. Zlatna s-au construit 2 cămine pentru nefamilişti cu 404 locuri şi 154 apartamente pentru familişti.

La E. M. Roşia Montană s-au construit 78 apartamente.

La E. M. Barza s-au construit 4 cămine pentru nefamilişti cu 732 locuri şi 1044 apartamente pentru familişti.

În oraşul Brad, noile blocuri, împreună cu magazinele şi spaţiile verzi amenajate, formează un adevărat „oraş nou" (fig. 3), iar la exploatări noile colonii muncitoreşti se disting din depărtare prin proporţiile şi aspectul plăcut al clădirilor (fig. 4).

În cei douăzeci de ani care au trecut de la eliberarea patriei noastre de sub jugul fascist, prin grija partidului s-au înfăptuit în cadrul exploatărilor Trustului aurului Brad, realizări din cele mai importante în toate domeniile.

Munca minerului, desfăşurată în cele mai grele condiţii în trecut, astăzi este la loc de cinste, bucurîndu-se de aprecierea întregului popor.

Industria minieră, ramura nouă în plină dezvoltare în regiunea Oltenia

Ing. *C. BĂTĂCUI*
directorul Trustului minier Oltenia

Regiunii Oltenia îi revine sarcina ca în perioada planului de 6 ani şi a celui de perspectivă să asigure o mare parte din creşterea prevăzută a producţiei de lignit din ţara noastră.

Această prevedere se fundamentează pe faptul că peste două treimi din totalul rezervelor geologice de lignit din ţara noastră sînt localizate în această regiune.

Prin punerea în exploatare a zăcămintelor de lignit din Oltenia, Trustul minier Oltenia va trebui să asigure integral combustibilul solid necesar pentru alimentarea centralei electrice de termoficare, care se construieşte la Işalniţa-Craiova.

Zăcămintele de lignit se prezintă ca o formaţie geologică continuă, de la Dunăre pînă la Olt. În funcţie de posibilităţile de acces, determinate de condiţiile naturale geografice, precum şi din considerente de ordin tehnic privind punerea lor în valoare, formaţiunea productivă s-a divizat în următoarele perimetre (bazine): Dunărea (Balota), Valea Motrului, Jilţ, Rovinari şi Albeni.

Activitatea T. M. Oltenia se desfăşoară în prezent în două din aceste bazine:

— bazinul Rovinari, în care exploatarea lignitului se poate face în cea mai mare parte prin cariere, cu capacităţi de producţie cuprinse între 500 şi 1 600 mii tone/an;

— bazinul Valea Motrului, în care exploatarea se poate face prin mine subterane a căror capacitate este de 750—1 200 mii tone/an.

În bazinul Rovinari, prin lucrările de explorare efectuate s-au pus în evidenţă 12 strate de lignit de vîstă levantină şi daciană, din care patru strate prezintă importanţa economică, iar stratul principal oferă posibilitatea exploatării prin cariere.

În bazinul Motru, s-au pus în evidenţă 19 strate de lignit de vîrstă daciană şi levantină, dintre care un număr de 8 strate au grosimi exploatabile.

În vederea asigurării necesarului de lignit, în primă etapă, în Valea Motrului, s-a trecut la construcţia a trei mine, (Horăşti, Leurda şi Ploştina) a unei incinte centrale care cuprinde construcţii industriale de suprafaţă care să deservească întregul bazin, precum şi la construcţia de locuinţe în cadrul oraşului minier şi a coloniilor de intervenţie.

La amplasarea şi proiectarea principalelor construcţii industriale de suprafaţă, precum şi a oraşului minier, s-a avut în vedere posibilitatea extinderii lor în eventualitatea unei creşteri de producţie, la nivelul potenţialului acestui bazin.

Fig. 1. Excavator în timpul lucrului, cariera Rovinari.

În bazinul Rovinari, în prezent se află în fază de exploatare cariera experimentală Balta Unchiaşului cu o capacitate de producţie de 500 mii tone/an.

Pentru a asigura continuitatea şi dezvoltarea producţiei pe seama carierelor, în acest bazin au început lucrările de deschidere a carierei II Cicani, care în final va atinge capacitatea de 900 mii tone/an.

Deoarece cea mai mare parte din rezervele de lignit aferente acestei cariere se află în zona inundabilă a Jiului, exploatarea lor impune ca în prealabil să se execute un important volum de lucrări hidrotehnice (baraj pe rîul Jiu), lucrări care de altfel condiţionează punerea în valoare a majorităţii rezervelor din acest bazin.

În afară de minele şi carierele în construcţie, în dezvoltarea industriei carbonifere în regiunea Oltenia, interes mai poate prezenta punerea în valoare a rezervelor de lignit din următoarele cîmpuri miniere:

— Gîrla—Bălăceşti şi Tismana din perimetrul Rovinari, unde se apreciază ca posibil a se construi două cariere a căror capacitate finală în total să atingă circa 3 mil. tone/an;

— Stiucani, Lupoaia şi Lupoviţa din perimetrul Valea Motrului, unde prin mine subterane se consideră ca posibil a se realiza o capacitate totală de circa 2 mil. tone/an;

— Albeni, din perimetrul cu acelaşi nume, unde prin mine subterane se poate lua în considerare o capacitate de producţie de 400 mii tone/an;

— perimetrul Jilţ, unde prin cariere şi mine subterane se estimează posibilitatea creării unor capacităţi de producţie de peste 5 mil. tone/an.

La proiectarea obiectivelor din industria minieră care se construiesc în Oltenia, s-a luat în considerare progresul tehnic realizat în această ramură şi în alte ţări, trăsătura caracteristică fiind introducerea tehnicii noi, mecanizarea pe cît posibil a tuturor operaţiilor din procesul de producţie, precum şi o simplificare în organizarea suprafeţei, aspecte care în mod nemijlocit contribuie la mărirea eficienţei economice a investiţiilor şi la posibilitatea obţinerii în faza de exploatare a unor indicatori tehnico-economici superiori celor realizaţi în prezent.

Conform proiectelor, unităţile de producţie din Oltenia la nivelul capacităţii finale vor trebui să realizeze producţia cu următorii indicatori (realizările actuale = 100):

1. Preţul de cost	
— la cariere	58
— la mine	55
2. Productivitatea muncii fizice pe exploatare	
— la cariere	241
— la mine	200
3. Investiţia specifică	
— la cariere	80
— la mine	50

În legătură cu construcţia şi punerea în funcţiune a noilor mine şi cariere, colectivele de muncă ale Trustului minier Oltenia au avut şi mai au de soluţionat probleme care pe de o parte să ducă la respectarea termenului scurt, corespunzător perioadei de construcţie, iar pe de altă parte să rezolve probleme care să garanteze asimilarea în termen a capacităţilor de producţie (metodele de exploatare şi tipurile de utilaje cele mai adecvate).

Pînă în prezent, pe linia mecanizării procesului de producţie, rezultate deosebite s-au obţinut mai ales la executarea lucrărilor de deschidere şi pregătire, unde prin folosirea combinelor de mare productivitate tip PK—3, considerăm ca soluţionată problema săpării lucrărilor de înaintare în cărbune şi steril (cu excepţia lucrărilor care se execută în roci neconsolidate sau cu infiltraţii puternice de apă).

Combina PK—3 se pretează în mod deosebit la săparea lucrărilor de înaintare orizontale cu susţinere metalică, însă se poate utiliza cu succes şi la săparea lucrărilor care se susţin definitiv în zidărie de bolţari şi chiar la lucrările miniere cu înclinare mică.

Tabela 1

Indicatori	Galerie cu susţinere în metal	Galerie cu susţinere în zidărie de bolţari
Profil săpat cu combina, m^2	7,1	7,1
Avansarea realizată, m	601	213
Zile lucrate	26	26
Viteza maximă de înaintare, m/zi	30	10*
Productivitatea muncii, m/post	1,22	0,69

* săpare şi zidire.

În tabela 1 redăm principalii indicatori realizaţi la executarea a două lucrări de înaintare, cazuri în care săparea s-a executat cu combina PK—3.

În ambele cazuri s-au obţinut economii importante faţă de situaţia în care săparea s-ar fi executat cu împuşcare.

La executarea lucrărilor de înaintare s-au folosit şi maşini de încărcat de tipurile GPS şi GNL însă rezultatele obţinute sînt inferioare faţă de combine şi indicatorii realizaţi nu marchează creşteri deosebite faţă de cazurile în care încărcarea materialului rezultat din împuşcare se făcea manual.

O atenţie deosebită s-a acordat folosirii pe cît posibil a înlocuitorilor lemnului, la executarea lucrărilor de înaintare. În această direcţie se pot sublinia rezultatele bune obţinute prin folosirea susţinerii metalice şi cu zidărie de beton. Încercări s-au efectuat şi în ceea ce priveşte înlocuirea cherestelii de la podirea galeriilor prin dale de beton şi a cherestelei folosită la bandajarea galeriilor susţinute provizoriu în metal, prin plasă de sîrmă.

În rezolvarea problemelor pe care le ridică minele subterane în fază de exploatare, s-au întreprins cercetări care să ducă la orientarea pe care trebuie s-o avem în alegerea utilajelor celor mai adecvate pentru tăierea şi încărcarea în abataj, a tipului de susţinere, a lungimii optime a liniei de front şi a metodei de exploatare, atît pentru stratele subţiri, cît şi pentru stratele groase.

Trustului minier Oltenia i s-au creat condiţii ca în cadrul unor mine pilot sau a unor panouri special amenajate, să poată să treacă la realizarea unui program de cercetare, pe baza căruia să se asigure realizarea indicatorilor tehnico-economici prevăzuţi prin proiecte.

În acest scop, pentru mecanizarea tăierii şi încărcării cărbunelui în abataj, T. M. Oltenia a fost dotat cu combine tip K—52 M şi Anderson, iar pentru soluţionarea problemelor legate de introducerea susţinerii metalice cu stîlpi de tipurile Ferromatik, G. S., Schwartz şi ICEMIN, precum şi cu cadre păşitoare prototip ICEMIN.

În ceea ce priveşte transportul în abataje, printre alte tipuri de transportoare s-au utilizat transportoare tip Slask şi Huwood.

Cu privire la metoda de exploatare, s-au efectuat cercetări în scopul stabilirii lungimii optime a abatajelor frontale, lungime care să asigure pe lîngă o viteză bună de avansare şi o folosire corespunzătoare a combinelor. De asemenea, s-au realizat cercetări în vederea stabilirii posibilităţilor de exploatare a stratelor groase în felii orizontale, prin abataje frontale şi cameră, folosindu-se drept poditură plasă de sîrmă aşezată pe benzi de oţel.

Ţinînd cont de condiţiile hidrogeologice ale zăcămintelor de lignit din regiune, în cadrul activităţii de cercetare se fac încercări multiple în vederea stabilirii posibilităţilor de asecare.

Deşi cercetările efectuate pînă în prezent au dat unele rezultate bune, rezolvarea tuturor problemelor fazei de exploatare, care se impun în vederea atingerii nivelului indicatorilor tehnico-economici prevăzuţi în proiecte, necesită intensificarea eforturilor în principal pentru stabilirea unui sistem de susţinere mecanizat în abatajele frontale, întrucît rezultatele obţinute pînă în prezent, în cazul susţinerii cu stîlpi şi grinzi care se montează individual, nu asigură un grad înalt de folosire a combinelor deoarece operaţia de susţinere nu se poate executa în acelaşi ritm cu înaintarea combinei.

La exploatarea lignitului prin cariere, se poate aprecia că pe baza rezultatelor obţinute pînă în prezent s-a ajuns la date concludente în ceea ce priveşte posibilităţile de asecare a zăcămîntului, înălţime optimă a treptelor de la excavaţiile în steril şi cărbune, soluţii de haldare şi transport, tipurile cele mai adecvate de utilaje de excavare, precum şi capacitatea carierelor în funcţie de lungimea liniei de front şi a înzestrării tehnice.

În principal, s-a stabilit că în cazul carierelor cu capacitatea de ordinul a 500 mii tone/an la excavarea cărbunelui se pretează excavatoarele cu capacitatea cupei sub 1,5 m^3, la descopertă cele cu cupa de 3 m^3, la transportul cărbunelui sistemul de transportoare cu benzi cu lăţimea covorului de 1 000 mm, iar la transportul sterilului — autobasculantele cu capacitate mai mare de 8 tone. S-a ajuns la concluzia că în cadrul unei astfel de dotaţii la o carieră mică fiecare 1 000 m de front asigură o capacitate de producţie de circa 100 mii tone/an.

Avîndu-se în vedere că noile exploatări la zi care se construiesc în bazinul Rovinari sînt prevăzute a produce peste 900 mii tone/an, orientarea în înzestrarea tehnică, în special la lucrările de descopertă, trebuie să aibă în vedere dotarea cu utilaje de excavare de mare capacitate, cu posibilitatea de a exploata selectiv şi eliminarea transportului auto.

Rezultatele obţinute, în anul 1963 prin introducerea tehnicii noi şi în mecanizarea principalelor operaţii la minele şi carierele din regiunea Oltenia, se concretizează în următorii indicatori :

I. Mine subterane

— tăierea şi încărcarea mecanică a cărbunelui şi sterilului la înaintări cu combina, 32%;
— transportul mecanic în abataje, 100%;
— tăierea cărbunelui în abataj cu combina, 78%;
— extinderea susţinerii metalice în abataj, 95%;
— extinderea susţinerii metalice în galerii, 48%;
— viteza medie de avansare în galerii, 89 m/lună ;
— viteza de avansare în galerii săpate cu combina, 167 m/lună ;
— volumul lucrărilor susţinute în lemn faţă de total, sub 1%.

II. Cariere

— tăierea şi încărcarea mecanică a cărbunelui, 100%;
— transportul mecanizat al cărbunelui, 100%;
— excavarea şi încărcarea mecanică a sterilului de descopertă, 100%;
— transportul mecanizat al sterilului, 100%.

În dezvoltarea industriei carbonifere din regiunea Oltenia, se remarcă aplicarea întocmai a orientării date de politica partidului nostru spre creşterea capacităţilor de producţie şi dotarea lor cu utilaje la nivelul tehnicii moderne.

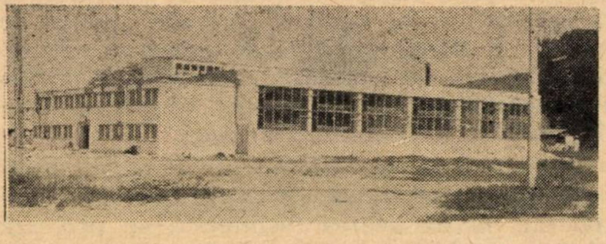


Fig. 2. Atelierul electromecanic din incinta centrală Meriş, E. M. Motru.

Numai pe această cale s-a putut lua în considerare construirea şi darea în funcţiune a marilor obiective industriale miniere din regiunea Oltenia, într-un timp scurt.

Îmbucurător este faptul că noile mine şi cariere se execută în totalitatea lor pe baza unor documentaţii elaborate în ţară de către IPROMIN şi alte institute de proiectări şi cea mai mare parte din utilaje se realizează de către uzine constructoare de maşini din ţară.

Ţinînd seamă că industria minieră în cadrul regiunii este o ramură nouă, dezvoltarea ei a ridicat ca principală problema asigurarea necesarului de cadre calificate. În rezolvarea acestei situaţii, s-a avut în vedere folosirea pe cît posibil de efective recrutate local încă din primii ani fiind întreprinse acţiuni susţinute în vederea pregătirii şi şcolarizării lor. În acest sens se poate arăta că începînd cu anul 1961, anul atacării lucrărilor din Valea Motrului, s-au şcolarizat sau sînt în curs de şcolarizare un număr de 92 maiştri tehnicieni şi peste 1 600 muncitori din care 500 pentru meseriile de mineri şi ajutori mineri, iar restul pentru funcţiile de electrolăcătuşi, mecanici, excavatorişti, buldozerişti şi conductori auto.

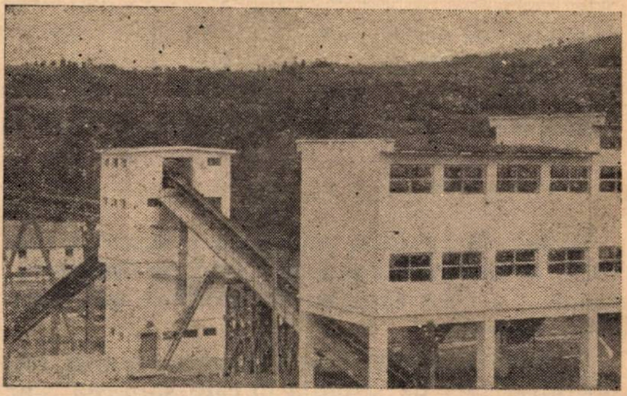


Fig. 3. Instalaţia de sortare-însilozare, mina Horăşti.

Creşterea efectivelor de muncitori în următorii ani faţă de 1959 se prezintă astfel :

	1959	*1960*	*1961*	*1962*	*1963*	*1964*
%	100	111	129	157	176	237

Concomitent cu acţiunea de pregătire a cadrelor de muncitori şi specialişti s-au întreprins importante măsuri în domeniul protecţiei muncii şi tehnicii securităţii, factor hotărîtor în creşterea productivităţii muncii.

Fig. 4. Blocuri de locuinţe în construcţie în oraşul minier Motru.

Dezvoltarea industriei miniere a adus o contribuție importantă la ridicarea nivelului de trai social și cultural a mai multor raioane din cadrul regiunii Oltenia. Drumurile modernizate și căile ferate care s-au construit ca să lege exploatările miniere de principalele centre, precum și noile rețele electrice au devenit un bun pentru marea majoritate a comunelor învecinate, deschizînd perspective mari la reconstruirea, dezvoltarea și înflorirea satelor.

De asemenea, edificator în privința atenției pe care o acordă conducerea de partid și de stat ridicării nivelului de trai este volumul de construcții de locuințe și social-culturale realizat.

Pentru E. M. Rovinari s-au construit 116 apartamente, o școală cu 24 clase și un club cu cinematograf, cantină, dispensar etc., la E. M. Motru s-au dat în folosință un număr de 306 apartamente și 100 locuri în cămine pentru nefamiliști, iar în cursul acestui an, pentru minerii din regiune, se vor mai da în folosință un număr de 350 apartamente.

Numai la E. M. Motru se prevede ca pînă la finele anului 1965 să fie construite și date în folosință un număr de circa 2 500 apartamente, o școală cu 24 clase, un complex comercial și două centre alimentare, un cinematograf cu 500 locuri, un dispensar, precum și un volum important de lucrări cu caracter edilitar, care să asigure rezolvarea în cele mai bune condiții a nivelului de trai pentru minerii din acest bazin.

Prețuind grija de care se bucură oamenii muncii din țara noastră, minerii din regiunea Oltenia întîmpină cea de-a 20-a aniversare a eliberării patriei noastre de sub jugul fascist cu noi succese în muncă.

◆

Dezvoltarea exploatărilor Trustului minier Cluj în perioada 1944–1964

Ing. *N. POPA*
directorul Trustului minier Cluj
și
ing. *C. DICULESCU*
inginer șef

Regiunea Cluj este una din regiunile în subsolul căreia se află numeroase zăcăminte de minereuri metalifere și de substanțe minerale nemetalifere.

Cea mai mare parte din zăcămintele de substanțe minerale utile din regiunea Cluj, cunoscute în trecut nu au fost valorificate înainte de anul 1944, decît sporadic, cu mijloace rudimentare, în exploatări de capacitate mică.

După 23 August 1944, și în special după naționalizarea industriei din anul 1948, aceste bogății minerale au fost puse în exploatare într-un ritm accelerat, reușindu-se ca astăzi să existe în această regiune o industrie minieră dezvoltată. Astfel, la Baia de Arieș au fost amplificate vechile mine aurifere și de minereuri complexe și s-au construit instalații moderne de preparare ; la Roșia Montană s-au amplificat atît minele cît și instalațiile de preparare ; la Bucium s-au redeschis minele vechi și s-a construit o instalație de preparare ; la Rodna Veche s-au amplificat minele existente și s-au pus în exploatare noi corpuri de minereu ; la Aghireș s-au conturat rezerve mari de nisipuri caolinoase și s-a dezvoltat considerabil producția ; la Muntele Rece s-au pus în evidență rezerve de feldspat și s-a construit o instalație de prelucrare ; la Valea Chioarului s-au conturat rezervele de bentonită în baza cărora s-a deschis mina și s-a amenajat la Cluj o instalație pentru prelucrarea ei ; la Căpuș s-a descoperit un zăcămînt de fier oolitic care a fost pus în exploatare prin deschiderea unei cariere și construirea unei instalații de spălare a minereului.

În anul 1951 a fost creată Întreprinderea minieră Cluj, iar în anul 1952 Trustul minier Cluj, avînd ca obiectiv exploatarea și valorificarea industrială a zăcămintelor de substanțe minerale utile nemetalifere din regiune. Ulterior, în anul 1962 pe lîngă activitatea minieră legată de exploatarea substanțelor nemetalifere, în cadrul Trustului minier Cluj au fost incluse : exploatarea de minereuri complexe Rodna și exploatarea de minereu de fier Căpuș.

În prezent, Trustul minier Cluj exploatează și valoriifcă următoarele substanțe minerale utile, brute sau preparate :

- — minereurile complexe de la Rodna ;
- — minereurile de fier de la Șatra-Căpuș ;
- — nisipurile caolinoase de la Aghireș, (sub formă de caolin și nisip metalurgic spălat) ;

— nisipuri refractare de la Popeşti şi Feleac ;

— feldspatul de la Muntele Rece ;

— bentonita de la Valea Chioarului ;

— calcarul de la Cuciulat ;

— dolomita de la Surduc-Buru.

Pentru crearea bazei materiale necesare dezvoltării producţiei, construcţia de mine şi instalaţii de prelucrare noi şi amplificarea celor existente, s-a pus un accent deosebit pe executarea de lucrări de prospecţiune şi explorare. Ca rezultat al acestor lucrări, rezervele de nisipuri caolinoase, nisipuri refractare, bentonită, feldspat, dolomită ş.a. au înregistrat importante creşteri, care permit dezvoltarea producţiei potrivit cerinţelor economiei naţionale concomitent cu asigurarea continuităţii exploatării, pe mulţi ani înainte. De asemenea, a fost descoperit, explorat, şi pus în exploatare în perioada 1960—1962 zăcămîntul de fier de la Căpuş.

Existînd baza materială, producţia de substanţe minerale utile la unităţile miniere din cadrul trustului a crescut într-un ritm rapid, aşa cum reiese din tabela 1.

Tabela 1

Dinamica producţiei de substanţe minerale utile la Trustul minier Cluj (anul 1951 = 100)

Specificaţie	1955	1960	1964
Valoarea producţiei globale	215	280	890
Valoarea producţiei marfă	191	388	1 520
Caolin	138	236	787
Nisip spălat	138	236	1 610
Calcar	100	286	860
Feldspat	100	1 250	3 000
Bentonită	140	200	260

Aşa cum rezultă din tabela 1, în perioada 1951—1964 s-au înregistrat creşteri foarte mari la toate sortimentele realizate de T. M. Cluj, ceea ce a făcut să crească şi valoarea producţiei globale şi marfă de 8,9 ori, respectiv de 15,2 ori.

În afară de sortimentele arătate în tabela 1, Trustul minier Cluj mai produce cantităţi însemnate de concentrat de fier, minereuri complexe şi nisipuri brute pentru turnătorii.

Paralel cu creşterea volumului de producţie în perioada 1951—1964, s-au înregistrat îmbunătăţiri substanţiale şi la restul indicatorilor tehnico-economici care caracterizează activitatea trustului.

Dinamica acestor indicatori este redată în tabela 2.

În perioada 1951—1964, productivitatea muncii pe cap de muncitor s-a dublat, beneficiile au crescut ca urmare a reducerii cheltuielilor pentru realizarea producţiei şi creşterii producţiei la concentrat de fier, caolin, bentonită, feldspat etc., iar preţul de cost realizat a înregistrat scăderi esenţiale la mai multe produse, ca de exemplu în anul 1963 preţul de cost al caolinului este cu 26%, al calcarului metalurgic cu 21,5% şi al nisipului de turnătorie spălat cu 20,7% mai mic faţă de anul 1957.

Tabela 2

Dinamica productivităţii muncii şi preţului de cost realizate la T. M. Cluj (anul 1951=100)

Specificaţie	1955	1960	1964
Numărul de muncitori	255	365	830
Productivitatea muncii	107	145	203
Cheltuielile la 1 000 lei producţie marfă	100	91,8	71,5

O dată cu dezvoltarea producţiei s-au obţinut rezultate frumoase şi pe linia calităţii producţiei, în sensul că trustul şi-a lărgit gama de sortimente şi a îmbunătăţit sortimentele existente. Astfel, pînă în 1961 se producea numai caolin de calitatea a II-a, iar începînd din acest an a pus în fabricaţie un nou sortiment — caolin calitatea I, bazat pe selecţionarea nisipului caolinos brut în mină.

Începînd din anul 1963 s-a realizat un sortiment nou caolin selecţionat, care înlocuieşte cu succes o bună parte din caolinurile de import.

Pînă în anul 1961 T. M. Cluj livra felspatul numai sub formă de bulgări. În anul 1961 a intrat în funcţie instalaţia de prelucrare a feldspatului de la Cluj, care permite ca valorificarea feldspatului să se facă după măcinare la parametri calitativi net superiori faţă de perioada precedentă.

De asemenea, bentonita din Valea Chioarului se valorifică începînd din anul 1955 numai după uscarea şi măcinarea ei la fineţea solicitată de industria metalurgică, sub formă de bentonită liant, destinată pentru confecţionarea formelor de turnare.

La creşterea producţiei industriale a trustului o contribuţie însemnată a avut-o şi acţiunea de introducere a tehnicii noi, cu ocazia construirii noilor mine, cariere şi instalaţii de preparare, precum şi cu ocazia amplificării minelor şi instalaţiilor existente.

Acţiunile de introducere a tehnicii noi, în cadrul unităţilor productive ale T. M. Cluj, s-au concretizat prin :

— adaptări de metode noi de exploatare ca de exemplu, la mina Valea Vinului-Rodna s-a introdus în unele lentile metode de exploatare în felii orizontale descendente cu surpare în locul metodei de exploatare în felii orizontale ascendente cu rambleu ;

— adaptări şi introduceri de fluxuri noi la instalaţiile de preparare ca de exemplu la instalaţia de preparare nr. 2 Aghireş s-a introdus o tehnologie nouă care permite obţinerea caolinului selecţionat, iar la instalaţia de preparare nr. 1 Aghireş s-a introdus o tehnologie nouă pentru îngroşarea cu floculanţi a barbotinelor caolinoase ; la instalaţia de preparare a minereului de fier Căpuş s-a dat în folosinţă în acest an o instalaţie de hidrociclonare pentru recuperarea fierului din şlamul trimis la iaz, ceea ce duce la o creştere a extracţiei în fier de circa 15% ;

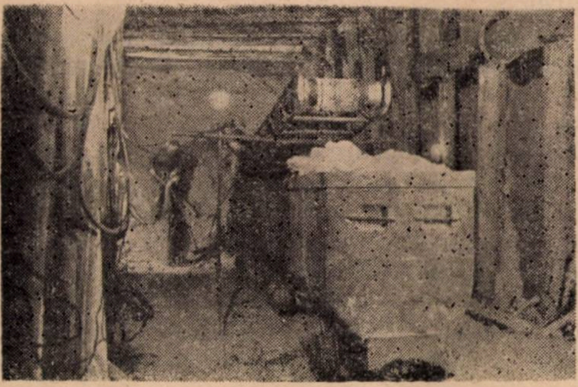


Fig. 1. Încărcarea cu benzi transportoare la mina Aghireş.

— dotarea minelor, carierelor şi instalaţiilor de preparare cu utilaje noi, moderne şi de mare productivitate. Astfel, la mina Aghireş s-au introdus perforatoarele electrice rotative, benzi şi maşini electrice de încărcat, ceea ce a dus la mecanizarea operaţiilor de derocare în proporţie de 100%, şi a operaţiilor de încărcare şi transport în abataj în proporţie de 75—80%, ajungîndu-se ca astăzi această mină să se situeze printre primele din ţară în privinţa mecanizării operaţiilor grele.

Pe de altă parte, exploatările la zi au fost dotate cu excavatoare moderne şi de mare capacitate (1,0—2,5 m^3 cupă), precum şi cu mijloace de transport de mare capacitate (autobasculante cu capacitate de 10—12 t) şi cu alte utilaje pentru perforare şi haldare. Toate acestea au dus la o mecanizare în proporţie de 100% a operaţiilor de descărcare, încărcare, transport şi haldare în cariere şi în acelaşi timp la o reducere apreciabilă a preţului de cost al substanţei minerale utile extrase.

În instalaţiile de preparare au fost introduse utilaje moderne, ca de exemplu : graifăre pentru manipularea în depozite, concasoare cu impact, concasoare cu ciocane, dezintegratoare.

În paralel cu dezvoltarea sectoarelor productive din cadrul trustului s-a pus un accent deosebit şi pe îmbunătăţirea condiţiilor de trai ale salariaţilor prin construcţia de locuinţe, grupuri şcolare, instalaţii pentru alimentarea cu apă potabilă şi canalizarea coloniilor muncitoreşti.

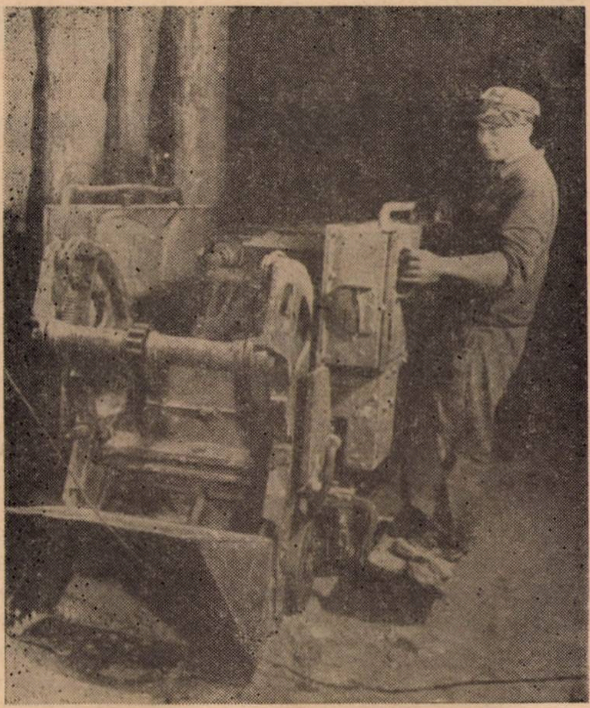


Fig. 2. Maşina electrică de încărcat în abatajele exploatării pentru nisipuri caolinoase, Aghireş.

În perioada 1959—1964 au fost date în folosinţă un mare număr de apartamente în oraşul Cluj şi în localităţile unde îşi au sediul exploatările miniere. De asemenea, au fost date în folosinţă şi amenajate 6 grupuri sociale constînd din vestiare şi băi la principalele unităţi productive ale trustului.

În prezent în faţa Trustului minier Cluj stau probleme legate de o dezvoltare masivă a producţiei la unele sortimente.

Astfel, faţă de producţia din anul 1964, nivelul producţiei din anul 1970 va trebui să crească :

— la nisip metalurgic spălat de circa 3 ori ;
— la caolin de circa 4 ori ;
— la minereu de fier, respectiv concentrat de fier de circa 2 ori ;
— la bentonită de circa 3 ori.

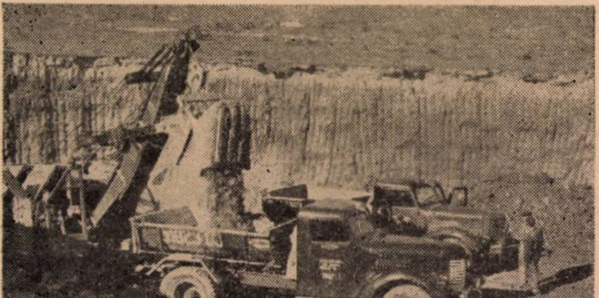


Fig. 3. Organizarea excavărilor de mare volum la cariera pentru minereu de fier Şatra-Căpuş.

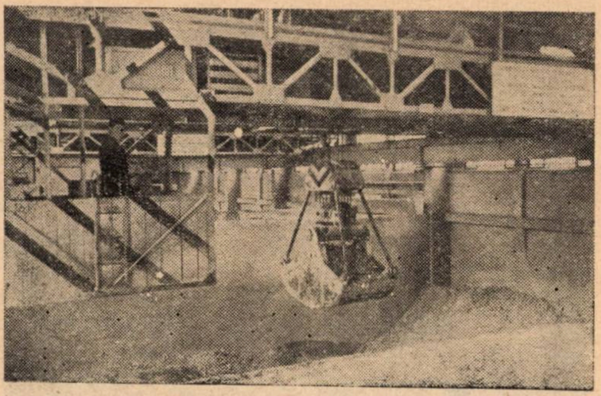


Fig. 4. Mecanizarea depozitării şi manipulării nisipului brut la instalaţia nr. 1 Aghireş pentru prepararea caolinului.

Aceste creşteri mari de producţie trebuind să fie realizate într-un timp relativ scurt, Trustul minier Cluj va da atenţie deosebită introducerii tehnicii noi şi perfecţionării fluxurilor tehnologice la unităţile în curs de dezvoltare.

Astfel :

— pentru extragerea şi valorificarea integrală a rezervelor de nisipuri din perimetrul minier Aghireş se va aplica o metodă de exploatare la zi care să asigure extragerea selectivă a fiecărui strat cu un grad de mecanizare ridicat ;

— la instalaţiile noi de preparare a caolinurilor şi nisipurilor metalurgice care urmează să se construiască la Aghireş şi Surduc-Jibou se vor adopta fluxuri şi utilaje moderne care să asigure obţinerea de sorturi superioare de caolin şi de nisipuri metalurgice spălate şi clasate la nivelul cerinţelor industriilor metalurgice ;

— pentru construirea instalaţiei de preparare a bentonitei se va stabili fluxul tehnologic cel mai adecvat, care să asigure înnobilarea bentonitei pentru satisfacerea cerinţelor exigente ale consumatorilor interni şi externi.

Din cele de mai sus reiese că în perioada celor 20 de ani de la eliberarea patriei noastre de sub jugul fascist, activitatea Trustului minier Cluj s-a dezvoltat într-un ritm rapid punîndu-se în exploatare zăcăminte noi de substanţe minerale utile nemetalifere şi în ultimul timp zăcămîntul de minereu de fier de la Căpuş, situînd prin aceasta regiunea Cluj alături de regiunile cu o industrie minieră dezvoltată.

Dezvoltarea industriei extractive din regiunea Crişana în anii de democraţie populară

Ing. L. MÜLLER
directorul Trustului minier Ardealul
şi
ing. M. DRAGOTĂ
inginer şef

În cadrul economiei ţării noastre, Trustul minier Ardealul extrage lignit şi cărbune brun ca combustibili energetici, nisipurile bituminoase destinate modernizării drumurilor, bitum şi uleiuri polare, argile refractare pentru industria siderurgică şi bauxitele pentru industria aluminiului.

După eliberarea ţării noastre — urmată de preluarea puterii politice de către clasa muncitoare — şi naţionalizarea principalelor mijloace de producţie, oamenii muncii din această parte a ţării au pornit cu avînt la lupta pentru reconstrucţia şi dezvoltarea minelor din bazin. Această sarcină nu a fost uşoară. În timpul capitaliştilor, extracţia cărbunilor, a nisipurilor bituminoase, a bauxitei şi argilelor refractare, a avut un caracter de conjunctură. Minele se deschideau şi se închideau după nevoile de moment, mijloacele de exploatare erau înapoiate : ciocanul, lopata şi cel mult vagonetul, iar operaţiile grele de tăiere, încărcare şi transport se făceau manual. Ca instalaţii de suprafaţă erau de regulă triajele simple şi rudimentare, iar dotaţiile social-culturale erau inexistente.

Exploatările din cadrul Trustului minier Ardealul s-au dezvoltat în anii puterii populare, mărindu-şi an de an capacitatea de producţie şi ajungînd ca în anul 1963 să realizeze, faţă de anul 1950, următoarele creşteri de nivele de producţie :

— de 4,1 ori la lignit ;
— de 1,6 ori la cărbune brun ;
— de 4,0 ori la argilă refractară ;
— de 3,9 ori la nisipuri bituminoase.

Sporuri însemnate se realizează la bitumuri şi uleiuri polare, iar în prezent se pun bazele exploatării de bauxită pentru industria aluminiului.

Pe harta regiunii Crişana apar centre importante de extracţie pentru lignit, ale căror nivele în următorii ani vor atinge 1 milion tone pe an la Voevozi şi 600 mii tone pe an la Sălaj.

Nivelele actuale de producţie, precum şi cele de perspectivă sînt posibile de realizat datorită fondurilor de investiţii alocate de către stat, precum şi aplicării şi extinderii procedeelor tehnologice moderne de exploatare. O contribuţie de seamă în realizarea acestor obiective o are mobilizarea maselor de oameni ai muncii de către organele sindicale, conduse de către organizaţia de partid. Creşterea nivelului politic şi profesional al muncitorilor, inginerilor şi tehnicienilor minieri, nivelul ridicat al conştiinţei acestora sînt garanţii în realizarea sarcinilor ce ne revin.

În intervalul 1950—1963 ne-au fost puse la dispoziţie importante fonduri de investiţii pentru construcţii industriale, lucrări miniere, geologice şi construcţii social-culturale, avînd o dinamică crescîndă din an în an.

Activitatea în exploatarea cărbunilor şi a celorlalte substanţe utile este în deplină concordanţă cu sarcinile trasate de către partid şi guvern, privind creşterea nivelului tehnic al producţiei.

În prezent minele trustului sînt dotate cu utilaje de înaltă tehnicitate. Astfel, pentru executarea lucrărilor miniere de înaintare unităţile trustului dispun de 4 combine, 6 maşini de încărcat, iar pentru abataje o combină şi 15 haveze. S-a extins în lignit metoda de exploatare cu front lung şi susţinerea metalică. Transportul pe galeriile principale şi la suprafaţa minelor este complet mecanizat.

Indicatorii planului tehnic şi nivelul lor în comparaţie cu anii precedenţi ilustrează cele de mai sus astfel:

— încărcarea mecanică la înaintări a crescut de 10 ori în 1963 faţă de 1960;

— tăierea cărbunelui în abataje cu haveze şi combine a crescut la 31,7% din totalul producţiei extrase în 1963, faţă de 23% cît era în 1958;

— în anul 1963 din totalul producţiei din abataje, 39% a fost extrasă folosind susţinerea metalică faţă de 3,8% cît era în 1959;

— din totalul lucrărilor miniere de înaintare realizate în anul 1963, au fost susţinute în oţel şi elemente prefabricate din beton 55,4% faţă de 14% cît s-a realizat în anul 1958;

— transportul mecanic în abataje a crescut la 63,7% din totalul producţiei din abataj în anul 1963 faţă de 34,1% cît era în anul 1958;

— înaintarea medie în galerii a ajuns la 50 m pe lună în anul 1963 faţă de 35 m cît s-a realizat în anul 1961. De menţionat că cu ajutorul combinelor de înaintare s-au obţinut rezultate bune pe ramură din care relevăm viteza de 204 m pe lună la săpare şi 243 m pe lună la zidire continuă în bolţari la galeria de coastă orizontul 200 Vărzari;

— rezultate pozitive s-au obţinut şi la tăierea cu combina KWB-2 la abatajul frontal de la Chieşd din cadrul E. M. Sălaj, realizîndu-se curent în anul 1963 peste 30 m înaintare lunară, iar în 1964 chiar 40 m înaintare lunară a frontului de abataj.

Unul din obiectivele care se află în centrul preocupărilor colectivelor de la exploatări şi trust este reducerea sistematică a consumului de material lemnos, prin extinderea folosirii înlocuitorilor acestuia cu prefabricate de beton şi oţel.

Creşterea producţiei, extinderea mecanizării, folosirea procedeelor tehnologice noi, ridicarea calificării muncitorilor sînt factori care au determinat realizarea unei productivităţi sporite.

În anul 1963 productivitatea fizică a crescut cu 90% în subteran şi cu 114% pe total lignit, respectiv cu 24% în subteran şi 33% pe total cărbune brun, faţă de realizările din anul 1950.

Concomitent cu dezvoltarea industrială a exploatărilor din regiune, partidul şi guvernul au acordat o deosebită grijă îmbunătăţirii condiţiilor social culturale. Astfel, de la naţionalizare şi pînă în prezent s-au cheltuit circa 38 mil. lei pentru construirea a 758 locuinţe muncitoreşti, cămine pentru nefamilişti şi dormitoare comune. În anii trecuţi s-au construit dispensare şi băi, case de cultură, cinematografe şi cluburi muncitoreşti. În intervalul 1952—1957 s-au alocat credite salariaţilor exploatărilor miniere din regiune pentru 421 apartamente în valoare totală de circa 13 mil. lei.

S-au construit instalaţii pentru alimentarea cu apă potabilă în valoare de peste 22 mil. lei.

Aniversarea a 20 de ani de la eliberarea patriei noastre de sub jugul fascist este un prilej de trecere în revistă a rezultatelor obţinute de muncitorii, tehnicienii, inginerii şi funcţionarii exploatărilor Trustului minier Ardealul. Aceste rezultate s-au obţinut ca urmare a înţeleptei politici a partidului şi a grijei deosebite faţă de oamenii muncii, ele constituind un imbold şi îndemn pentru ducerea la îndeplinire a sarcinilor care ne revin şi pe viitor din documentele celui de-al III-lea Congres al Partidului Muncitoresc Romîn.

* * *

Aspecte privind dezvoltarea industriei miniere din regiunea Dobrogea în anii regimului de democrație populară

Ing. C. ROȘCA
directorul Trustului minier Dobrogea

Politica de industrializare socialistă a țării noastre, promovată cu fermitate de către Partidul Muncitoresc Romîn, a determinat creşterea proporțională, echilibrată, pe o linie ascendentă şi în ritm rapid a întregii economii naționale, sporirea continuă a productivității muncii sociale, ridicarea sistematică a nivelului de trai al poporului nostru.

Integrîndu-se în mod armonios în dezvoltarea generală a industriei țării noastre, valorificarea resurselor minerale din regiunea Dobrogea a înregistrat un avînt considerabil. Se poate afirma că industria extractivă din regiunea Dobrogea, în general, şi industria extractivă nemetaliferă, în special, sînt rezultatul politicii de industrializare, înfăptuită în anii regimului de democrație populară din țara noastră.

Astfel, înainte de anul 1944 nu exista în sectorul minereurilor neferoase decît o activitate redusă, iar ramura nemetaliferă era reprezentată doar prin cîteva cariere particulare, de cretă şi argilă, exploatate în mod rudimentar, cu mijloace de muncă primitive şi avînd o producție neglijabilă.

În cei 20 ani de la eliberare, producția în ramura extractivă neferoasă a crescut de peste şapte ori, iar în ramura nemetaliferă de peste 25 ori. În anul 1964 în mai puțin de două luni se realizează întreaga producție anuală de pirită cupriferă dinainte de 1944 şi în numai 5 zile producția anului 1944 a ramurii nemetalifere. Pentru producerea unui volum de cretă la nivelul anului 1944, sortimentul care a avut oarecare dezvoltare înainte de eliberare, sînt necesare în prezent 14 zile lucrătoare. Trebuie menționat faptul că dinamica producției ramurii neferoase înainte de 1944, reprezentată prin exploatarea zăcămîntului de pirită cupriferă de la Altîn-Tepe, a avut un caracter de conjunctură economică înregistrînd activitate mai intensă numai în condiții de conflagrație internațională, cînd nevoile militare impuneau o sporire a producției de acid sulfuric. Deşi zăcămîntul de pirită cupriferă de la Altîn-Tepe constituie o resursă de cupru, totuşi exploatarea lui s-a făcut exclusiv pentru sulf. Abia în anii puterii populare s-au studiat şi s-au cercetat posibilitățile de extragere a cuprului din aceste pirite şi a fost pusă în funcțiune, în cadrul M.I.P.C., o instalație pentru extracția cuprului din cenuşile cuprifere, rezultate prin prăjirea piritelor în procesul de producție al acidului sulfuric.

Totodată s-a schimbat însăşi esența destinației exploatării zăcămîntului de la Altîn-Tepe, piritele extrase de aici fiind în prezent utilizate în cadrul unei importante unități industriale din regiune, Uzina de superfosfați şi acid sulfuric Năvodari, pentru producerea de îngrăşăminte minerale destinate dezvoltării agriculturii.

Alături de dezvoltarea considerabilă a unităților miniere care valorifică zăcămintele identificate în trecut, în cei 20 de ani de la eliberare pe harta regiunii Dobrogea au apărut, în deosebi în ramura nemetaliferă, exploatări miniere noi, cum sînt cele de baritină de la Somova-Cîşla, sau cele de argilă caolinoasă de la Gherghina.

În urma executării unui volum important de lucrări de prospecțiuni şi explorări geologice în aceşti ani, pe deoparte au fost majorate rezervele de substanțe minerale utile din zăcămintele cunoscute, iar pe de altă parte au fost puse în evidență noi rezerve şi zăcăminte, dintre care unele formează deja obiectul unei exploatări, ca de exemplu zăcămintele de barită de la Cortelu, Cîşla şi Bechir, iar altele prezintă perspectiva valorificării în viitorul apropiat, cum sînt zăcămintele de diatomite de la Adamclisi, cele de dolomite de la Ovidiu, sau de nisipuri cuarțoase de la Caraorman.

În prezent, în cadrul regiunii se desfăşoară o activitate de prospectare şi explorare geologică în vederea identificării unor noi rezerve : la Altîn-Tepe pentru pirite cuprifere, la Defcea pentru argile caolinoase, la Iulia pentru minereu de fier, în Delta Dunării pentru nisipuri etc., lucrări care vor determina lărgirea bazei de materii prime atît de necesară dezvoltării industriei noastre naționale.

În anii care au trecut de la eliberare, urmare a directivelor Partidului Muncitoresc Romîn şi a hotărîrilor Consiliului de Miniştri, o deosebită atenție s-a acordat lucrărilor de modernizare şi mecanizare a minelor existente, în vederea sporirii producției şi productivității muncii şi de punere în funcțiune a noi mine şi capacități de producție, dotate cu utilaj modern. Prin planurile de investiții au fost acordate Trustului minier Dobrogea însemnate fonduri pentru dotarea exploatărilor mi-

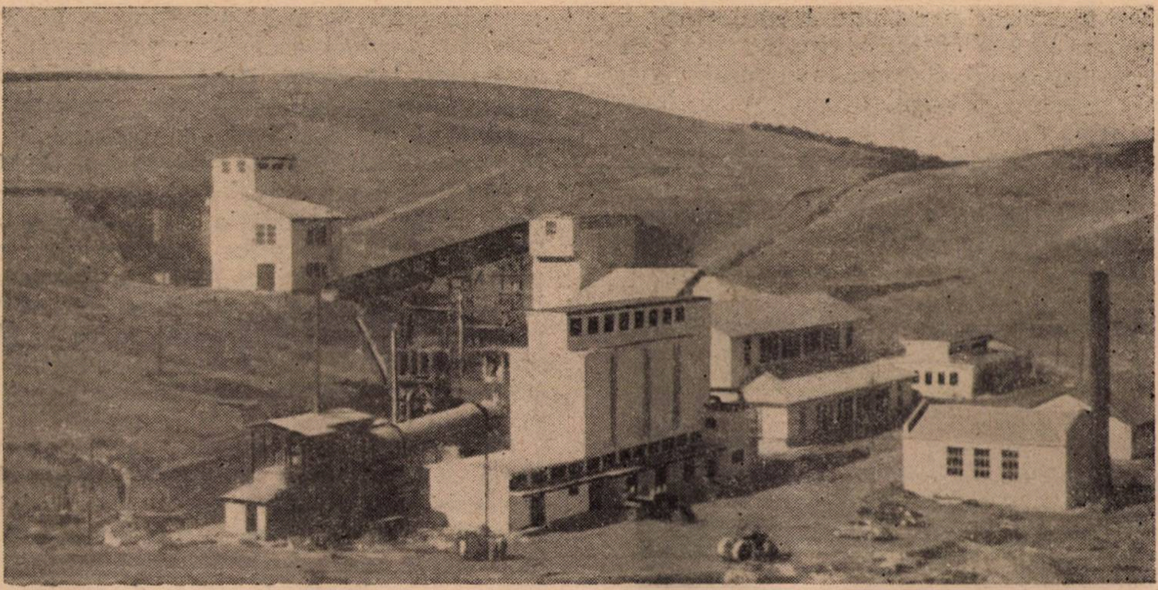


Fig. 1. Vedere generală a instalaţiei de preparare a baritinei de la Somova.

niere cu noi secţii industriale, utilaj tehnologic şi instalaţii care să asigure condiţiile necesare realizării unei producţii sporite, a unei productivităţi înalte a muncii şi a unor noi sortimente de produse, cu caracteristici calitative la nivelul cerinţelor consumatorilor.

Astfel, printre noile obiective industriale principale puse în funcţiune sînt de menţionat: instalaţia de preparare mecanică a minereurilor de barită de la Somova, instalaţia de granulare a minereurilor de la Hamangia, instalaţia pilot de măcinat cretă de la Basarabi, instalaţia de măcinat argilă de la Mircea Vodă, turn şi maşină de extracţie la mina Altîn-Tepe, complexul de lucrări de la puţul orb 250—400 m de la aceeaşi mină etc.

De asemenea, o serie de capacităţi ale secţiilor auxiliare şi de servire ca: Uzina electrică de 2 000 CP de la Altîn-Tepe, linie ferată industrială Altîn-Tepe — Hamangia, staţii de compresoare la Altîn-Tepe şi Somova, ateliere mecanice bine dotate la Somova, Altîn-Tepe, Basarabi şi Mircea Vodă, care au fost date în exploatare între anii 1960—1962 şi au creat condiţiile asigurării unei producţii ritmice şi continue.

O deosebită grijă s-a acordat de către colectivul de ingineri şi tehnicieni ai trustului pentru continua îmbunătăţire a procedeelor tehnologice şi introducerea tehnicii noi, obţinîndu-se o serie de succese în această direcţie. Astfel, în anul 1955 s-a experimentat şi s-a introdus la propunerea unui colectiv din cadrul trustului o nouă metodă de exploatare a minereului cu o productivitate mărită la mina Altîn-Tepe, metodă care s-a extins an de an, furnizînd în prezent peste 50% din producţia minei.

Aceasta a determinat o creştere cu 70% a productivităţii în abataje şi o reducere a consumului de lemn de mină de aproape 4 ori.

Perforarea umedă s-a generalizat în subteran în lucrările orizontale şi înclinate, iar împuşcarea electrică cunoaşte o largă aplicare.

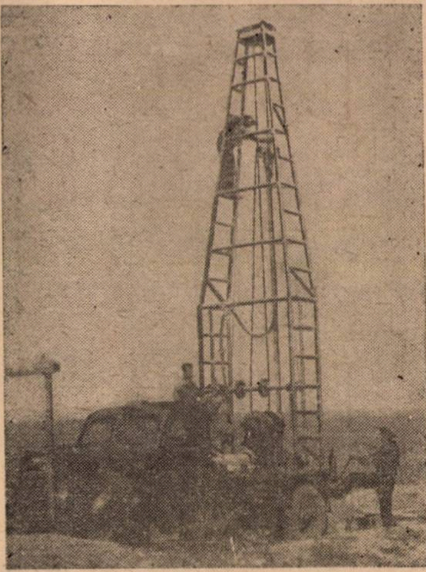


Fig. 2. Foreză autopurtată lucrînd în regiunea de cuarţite de la Istria.

Sînt în curs de experimentare, în vederea reducerii consumului de lemn de mină şi a lucrărilor de întreţinere, noi metode de susţinere, fie cu metal utilizînd profile TH sau ancore pentru galerii, fie cu bolţari pentru rostogoluri.

De curînd s-a experimentat cu succes în carierele Basarabi şi Cortelu explozivul AM—1 (amestec de azotat de amoniu şi motorină) şi faţă de rezultatele obţinute privind forţa de rupere şi gradul de sfărîmare mai uniform şi avansat, precum şi efectele economice, începînd cu luna iunie a.c., utilizarea în aceste cariere a noului exploziv se face în exclusivitate.

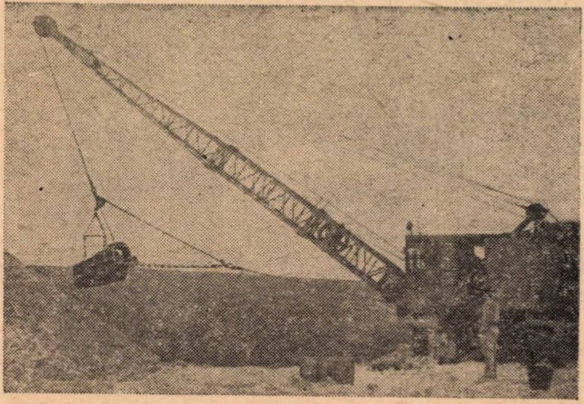


Fig. 3. Excavator cu cupă lucrînd la descopertarea zăcămîntului de cretă, Basarabi.

Lărgirea şi mai buna utilizare a capacităţilor de producţie existente, punerea în funcţiune a noi capacităţi de producţie, progresul tehnic, mişcarea de inovaţii şi întrecerea socialistă sînt oglindite în ultimă instanţă în indicatorii volumului producţiei şi ai productivităţii muncii. Dinamica acestor indicatori se prezintă conform tabelei 1 (anul 1950 = 100).

Tabela 1

Indicatori	1955	1960	1963
Valoarea producţiei industriale a trustului	215,3	892,0	1 360,1
Producţia de pirită cupriferă (în echiv. 40% sulf)	183,9	342,5	413,0
Producţia de cretă	327,6	991,1	1 489,2
Producţia de argilă măcinată	147,4	1 003,1	2 503,3
Concentrat de barită*	—	100,0	759,0
Productivitatea muncii pe total trust	164,1	299,5	355,3

* Producţia de concentrat de barită a început în anul 1960 prin punerea în funcţiune a instalaţiei de preparare de la Somova.

În centrul atenţiei colectivului de lucrători ai trustului a stat preocuparea pentru îmbunătăţirea continuă a calităţii produselor şi lărgirea gamei de sortimente. Această preocupare se reflectă în realizarea unor produse cu indici la nivelul cerinţelor, care s-au impus atît pe piaţa internă cît şi în afara ţării. Rezultate deosebite în această direcţie s-au obţinut prin producerea unui concentrat de barită, care să rezolve problema fluidelor de foraj pentru sonde de mare adîncime şi pentru foraje în condiţii geologice dificile. În urma activităţii laborioase de cercetare şi îmbunătăţire a procesului tehnologic, duse de către colectivul de specialişti ai trustului în colaborare cu institutele de cercetări ale M.M.E.E. şi M.I.P.C., concentratul de barită care se produce astăzi în instalaţia de preparare de la Somova face faţă celor mai exigente cereri pentru utilizarea lui ca fluid în foraje, fiind la nivelul produselor similare de pe piaţa mondială. Aceasta a determinat ca în ultimii ani, importul de barită pentru industria forajului să fie sistat şi începînd cu anul 1963 produsul să fie solicitat şi la export.

De asemenea, ca urmare a punerii în funcţiune a staţiei pilot de măcinat cretă de la Basarabi şi punerii la punct a procesului tehnologic pentru obţinerea unei crete măcinate la o fineţe mai avansată, acest produs a început să se livreze în afara hotarelor ţării, începînd încă din anul 1956, înregistrînd o dinamică mereu ascendentă, cantitatea exportată în anul 1963 fiind de circa 5,5 ori mai mare faţă de anul 1956.

De curînd a fost rezolvată în cadrul trustului problema obţinerii unui sortiment de concentrat de barită, cu caracteristici mult superioare (conţinut în SO_4Ba minimum 95%, fineţe 2% pe sita de 15 525 ochiuri pe cm²), necesar utilizării în industria maselor plastice. În acest scop, fluxul tehnologic a fost completat cu aparate de clasare şi sortare aerodinamice în curenţi laminari. Primele loturi din acest sortiment au fost livrate încă de la finele anului 1963.

Şi la celelalte sortimente, creşterea considerabilă a producţiei a fost influenţată hotărîtor de grija permanentă pentru calitatea produselor, beneficiarii solicitînd cantităţi tot mai mari.

Paralel cu creşterea şi îmbunătăţirea calităţii producţiei industriale miniere din regiunea Dobrogea s-au luat an de an măsuri pentru îmbunătăţirea condiţiilor de muncă, social-culturale şi de trai ale muncitorilor minieri.

Grijă deosebită s-a acordat creării unor condiţii de muncă normale, nevătămătoare, atît în condiţiile muncii în subteran, cît şi la celelalte activităţi. Perforarea umedă a marcat o extindere continuă, în prezent fiind generalizată la toate abatajele şi galeriile în săpare din subteran ; s-a îmbunătăţit iluminatul în subteran pe toate galeriile principale de transport şi rampe, instalîndu-se iluminat electric la tensiune nepericuloasă ; s-a rezolvat problema aerajului minei Altîn-Tepe prin punerea în funcţiune a staţiei de ventilaţie ; la toate exploatările miniere s-au construit şi s-au dat în folosinţă băi moderne, dotate cu vestiare şi instalaţii corespunzătoare ; s-a asigurat acordarea asistenţei medicale, calificate şi permanente.

Posibilităţile de cazare, problemă complet neglijată înainte de 23 August 1944, au fost mereu lărgite şi îmbunătăţite în cadrul exploatărilor miniere. Astăzi la Exploatarea minieră Altîn-Tepe există un cartier muncitoresc cu o capacitate de cazare de peste 150 familii şi peste 100 locuri pentru necăsătoriţi, urmînd ca pînă la aniversarea a 20 de ani de la eliberare să fie date în folosinţă încă 33 apartamente. În anii regimului de democraţie populară s-au construit şi s-au dat în folosinţă o şcoală de 8 ani, un dispensar medical, un cămin cultural, cinematograf de 300 locuri, bazin de înnot, sală de popice, staţie de radioficare, magazin de mărfuri alimentare şi industriale, cantină-restaurant etc. Şi la celelalte exploatări miniere s-au dat în folosinţă grupuri sociale şi o serie de obiective culturale.

Se poate conclude că nivelul de trai, social şi cultural al oamenilor muncii din cadrul exploatărilor Trustului minier Dobrogea a cunoscut un salt considerabil, condiţiile de viaţă actuale ale minerilor noştri ne mai amintind cu nimic viaţa grea pe care o duceau în trecut.

Colectivul trustului, întîmpină cea de-a XX-a aniversare a eliberării patriei cu noi şi însemnate succese în muncă. Planul producţiei industriale pe primele 5 luni ale anului 1964 s-a îndeplinit în proporţie de 113%, iar producţia de marfă — în proporţie de 120%, realizîndu-se peste plan un volum de produse în valoare de circa 5 mil. lei.

Depăşirea apreciabilă a planului de producţie a fost posibilă în urma luării unor eficiente măsuri tehnico-organizatorice şi a avîntului luat de întrecerea socialistă.

Productivitatea muncii pe aceeaşi perioadă a marcat o creştere de 4,3% faţă de anul 1963, depăşind prevederile planului cu 5,4%.

Numai în primele patru luni ale anului 1964, s-au realizat economii suplimentare la preţul de cost în valoare de peste 700 mii lei, şi beneficii peste plan, în valoare de peste 500 mii lei.

Pe primele 5 luni ale anului 1964 Trustul minier Dobrogea a realizat integral angajamentele luate în cinstea celei de-a XX-a aniversări a eliberării patriei noastre de sub jugul fascist, atît în ce priveşte obţinerea de produse peste plan, cît şi realizarea de economii şi beneficii suplimentare.

În întîmpinarea zilei de 23 August va fi dată în exploatare o instalaţie de recuperare a cuprului din apele de mină de la Altîn-Tepe care pînă în prezent se elimina o dată cu evacuarea apelor. Noua instalaţie este în stadiu avansat de construcţie şi este prima de acest tip construită în ţara noastră.

Faţă de dezvoltarea importantă pe care a luat-o industria extractivă din Dobrogea în anii de democraţie populară, de perspectivele care s-au conturat în această perioadă, faţă de sarcinile care stau înaintea colectivului Trustului minier Dobrogea, se conturează îndeosebi în ramura nemetaliferă, o perspectivă de creştere apreciabilă în viitorul apropiat a producţiei de substanţe minerale utile, atît pe seama zăcămintelor deja în exploatare, cît şi pe seama celor identificate prin lucrări de explorare geologico-miniere şi care prezintă condiţii bune de valorificare.

Din realizările Trustului minier Mureş în cei 20 de ani de la eliberare

Ing. *L. CRĂCIUN*
directorul Trustului minier Mureş

În cei 20 de ani de la eliberarea patriei noastre muncitorii, inginerii şi tehnicienii exploatărilor din cadrul Trustului minier Mureş, sub conducerea organizaţiei de partid, au obţinut succese importante în creşterea producţiei şi productivităţii muncii, în introducerea tehnicii noi şi în îmbunătăţirea condiţiilor de muncă şi social-culturale ale muncitorilor minieri.

Pentru a ne da seama de rezultatele obţinute, este bine să ne amintim de situaţia în care se găseau minele în regimul burghezo-moşieresc.

Mina de minereuri cuprifere Bălan, exploatată în trecut în mod prădalnic, cu mijloace primitive, la un nivel de producţie scăzut fără a se face investiţii pentru deschiderea de noi rezerve, a funcţionat cu dese întreruperi, iar în anul 1944 a fost închisă şi inundată. Condiţiile de lucru şi de trai ale minerilor de la această mină erau din cele mai grele.

Mina de minereuri de fier Lueta, care exploata zone din aflorimentele zăcămîntului, avea un nivel foarte scăzut al producţiei. Condiţiile de lucru şi de trai erau similare cu cele de la Bălan. Şi această mină a fost abandonată şi închisă în 1944.

După naţionalizare s-a reluat activitatea la ambele mine punîndu-se un accent deosebit pe creşterea rezervelor de minereuri şi dezvoltarea pe această bază a capacităţilor de producţie.

Redeschiderea minei Bălan s-a început imediat după naţionalizare, în anul 1948 şi chiar în acest an s-a realizat o producţie care a depăşit nivelul antebelic. Minerii de la Bălan, răspunzînd cu entuziasm chemării partidului, au dat an de an tot mai multe rezerve şi tot mai mult minereu. Astfel, datorită lucrărilor geologice intense rezervele de minereuri cuprifere în anii 1955—1963 au crescut într-un ritm deosebit de mare.

Eficienţa fondurilor folosite pentru identificare şi promovare de rezerve a crescut continuu.

Producţia realizată la E. M. Bălan, în anul 1963, depăşeşte nivelul atins în anul 1948 de 24 ori, iar faţă de anul 1938, de aproape 34 ori.

În cadrul planului de 6 ani E. M. Bălan are sarcina să-şi mărească capacitatea de producţie de aproape 6 ori faţă de realizările anului 1959. Această sarcină se realizează cu succes, în anul 1964 creşterea producţiei fiind de 4,2 ori faţă de anul 1959.

Productivitatea muncii a cunoscut şi ea o continuă creştere prin mecanizarea proceselor de producţie în subteran şi la suprafaţă, ridicarea calificării cadrelor, aplicarea unor procedee tehnologice moderne, extinderea inovaţiilor şi raţionalizărilor. În anul 1963 productivitatea muncii a fost de 3,2 ori mai mare decît în anul 1948. Această creştere a productivităţii muncii a atras după sine şi scăderea preţului de cost.

Dinamica îmbunătăţirii acestor indicatori în perioada 1955—1963 se poate urmări în figura 1.

Creşterea producţiei şi îmbunătăţirea indicatorilor tehnico-economici a fost posibilă ca urmare a unor investiţii importante.

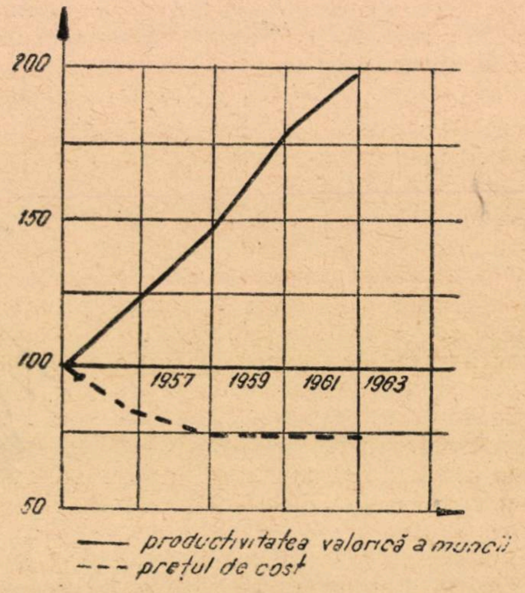


Fig. 1. Dinamica creşterii productivităţii muncii şi a scăderii preţului de cost la E. M. Bălan.

În scopul măririi capacității de prelucrare s-au dat în funcțiune două linii noi de flotare și o antezdrobire.

Instalația de preparare (fig. 2) este dotată cu utilaje moderne, de mare capacitate, fabricate în țară.

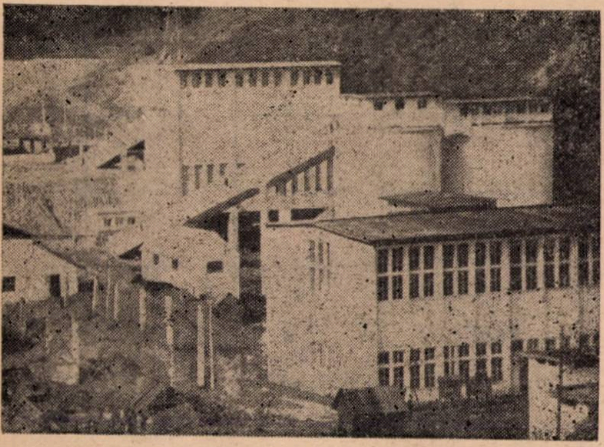


Fig. 2. Uzina de preparare Bălan.

Antezdrobirea este dotată cu trei concasoare cu impact de mare capacitate și cu un grad înalt de sfărîmare. Sfărîmarea se face într-un singur stadiu. Folosirea concasoarelor cu impact a făcut posibilă eliminarea treptelor de sfărîmare, cît și a unor instalații aferente acestora.

Pentru alimentarea cu apă se construiește un baraj de retenție, care va asigura egalizarea necesară a debitelor rîului Olt.

Pentru alimentarea cu energie electrică în condițiile producției majorate, s-au racordat toate exploatările la sistemul energetic național, creîndu-se prin aceasta posibilități sporite de mecanizare a operațiilor grele și cu volum mare de muncă.

În vederea ușurării transportului și măririi capacității acestuia, drumul de legătură cu gara Izvorul Oltului a fost asfaltat, iar incinta exploatării amenajată.

Pentru ridicarea capacității minelor s-au realizat lucrări importante ca : puțul central nr. 1 de extracție, la Bălan, stații noi de compresoare și de ventilație, echipate cu utilaje produse în țară. S-a executat un volum mare de lucrări de deschidere orizontale și înclinate, s-a redimensionat rețeaua de apă a minei Bălan, trecîndu-se la folosirea apei potabile, lucru important atît din punct de vedere igienic, cît și al extinderii metodei de susținere cu beton proiectat. Electrificarea minelor este în curs de execuție și pe măsura avansării lucrărilor se introduce iluminatul electric, cît și transportul mecanizat al rambleului în abataje. Transportul subteran a fost de asemenea modernizat prin dotare cu locomotive în număr suficient și reamenajarea liniilor ferate.

La mina Lueta extracția de minereu de fier în anul 1963 a fost de 6,1 ori mai mare decît în anul 1948 și de 9,2 ori față de anul 1938. Față de anul 1948, productivitatea muncii a crescut de 3,8 ori.

Mina Harghita a fost dată în exploatare în regimul nostru democrat-popular, în anul 1952.

Producția de caolin spălat, ca rezultat al punerii în funcțiune a instalației de preparare și perfecționării acestei instalații, a crescut an de an. Astfel, în anul 1963 producția a fost mai mare de 4,3 ori față de nivelul anului 1953.

Productivitatea muncii în perioada 1953—1963 a crescut de 2,6 ori, obținîndu-se în același timp rezultate remarcabile și în ceea ce privește îmbunătățirea calității producției, ca rezultat al unei preocupări susținute, fapt ce a dus la o lărgire considerabilă a posibilităților de folosire a caolinului la Harghita, în diferite domenii industriale.

* * *

Pe linia introducerii tehnicii noi s-au obținut rezultate remarcabile, iar pentru asigurarea procesului tehnic în viitor, sînt în curs de experimentare cîteva procedee tehnologice noi.

Astfel, putem menționa aplicarea fluxului de flotație colectiv-selectivă la flotația minereului cuprifer, filtrarea electroosmotică la prepararea caolinului, zidirea rostogoalelor colectoare în bolțari de andezit, iar a celor destinate transportului de minereu, în bolțari de beton, susținerea galeriilor direcționale în inele elastice de bolțari, cu inserții de lemn, introducerea susținerii galeriilor cu ancore (fig. 3) și cu cadre metalice, experimentarea a două metode de exploatare, care vor asigura o mai mare productivitate și securitate a

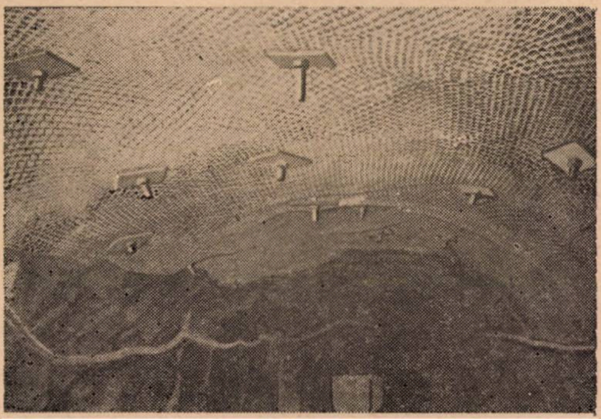


Fig. 3. Galerie susținută cu ancore și plasă.

muncii, perfecţionarea actualei metode de exploatare etc.

Pentru combaterea îmbolnăvirilor profesionale s-au introdus pulverizatoarele de apă la toate fronturile de lucru şi la gurile de rostogoluri asigurîndu-se funcţionarea lor, mai ales înainte şi în timpul împuşcării, se generalizează perdele de ceaţă în galerii, se aplică stropirea pereţilor locurilor de muncă şi a materialului împuşcat.

În vederea îmbunătăţirii condiţiilor social-culturale s-au depus eforturi deosebite.

S-a generalizat transportul muncitorilor cu autobuze, s-au construit băi şi săli de apel la fiecare mină şi s-au dat în folosinţă reţele de apă potabilă şi de canalizare. Pentru cazarea muncitorilor s-au construit circa 600 apartamente şi sînt în curs de construcţie alte 380 apartamente. La fiecare exploatare s-au dat în funcţiune cluburi, dotate cu biblioteci, instrumente muzicale, aparataje pentru cercuri foto etc., iar la Bălan, şi un cinematograf cu 200 locuri.

În figura 4 este redată dinamica creşterii numărului de apartamente şi a investiţiilor pentru construcţiile de locuinţe.

Pentru îmbunătăţirea asistenţei medicale a angajaţilor s-a dat în funcţiune la fiecare exploatare cîte un dispensar, iar la Bălan, şi un staţionar, care au fost dotate cu personal calificat corespunzător şi cu aparatură modernă.

Pentru educarea tinerii generaţii, pe lîngă fiecare exploatare s-au construit şcoli şi au fost înfiinţate grădiniţe.

Deservirea populaţiei din centrele miniere a constituit o grijă permanentă a organelor locale, extinzîndu-se şi modernizîndu-se an de an reţeaua comercială şi de prestări de servicii. Ca o realizare în acest domeniu se poate aminti complexul comercial de la Bălan.

Toate acestea demonstrează grija partidului pentru îmbunătăţirea condiţiilor de trai ale minerilor, o apreciere a muncii depuse cu devotament şi entuziasm pentru realizarea sarcinilor.

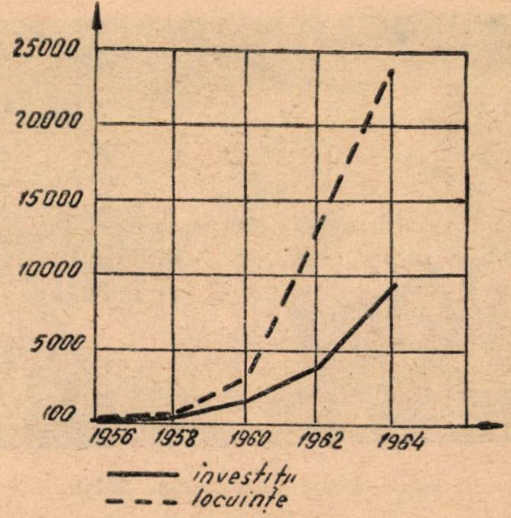


Fig. 4. Dinamica creşterii numărului de apartamente şi a investiţiilor pentru construcţii de locuinţe.

Făcînd bilanţul realizărilor la a XX-a aniversare a eliberării patriei noastre de sub jugul fascist, colectivul de la exploatările Trustului minier Mureş este hotărît să depună eforturi susţinute pentru a obţine, sub îndrumarea partidului, noi succese în viitor.

* * *

20 de ani de realizări în sectorul extractiv al sării

Ing. Z. BODEANU
şi
ing. E. BOCANETE

Alături de alte substanţe minerale utile, sarea — marea bogăţie a subsolului nostru — are un vast domeniu de utilizare.

În ţara noastră, s-au identificat prin lucrări geologice peste 200 masive de sare, din care se exploatează pînă în prezent numai 7.

Pînă la 23 August 1944, exploatarea sării în majoritatea salinelor se executa manual, mecanizarea fiind introdusă sporadic şi numai la operaţiile de tăiere şi extracţie la suprafaţă.

Condiţiile grele de lucru erau consecinţa firească a nivelului scăzut de mecanizare şi a unei exploatări iraţionale.

În cursul anilor 1936—1937, s-au făcut unele încercări de mecanizare a operaţiilor prin introducerea havezelor la trei saline (Slănic, Tg. Ocna, Ocnele Mari), şi a perforajului electric, dar acestea au fost lipsite de continuitate.

În perioada anilor dintre cele două războaie mondiale, producţia de sare s-a menţinut la un nivel de 300 000—350 000 tone pe an, din care industria consuma circa 100 000 tone pe an iar exportul s-a menţinut în jurul cifrei de 70 000 tone pe an.

În primii patru ani după 23 August 1944, s-au depus eforturi pentru redresarea producţiei, creşterea cadrelor şi întocmirea documentaţiilor, atît pentru baza de materii prime, cît şi pentru îmbunătăţirea proceselor tehnologice existente (mărirea capacităţilor de producţie, mecanizarea operaţiilor, ridicarea calităţii produselor, sondarea pieţelor externe privind necesarul de sare în viitorii ani etc.).

În cadrul economiei planificate a reieşit necesitatea creşterii masive a producţiei de sare pentru industria chimică care trebuie realizată prin dezvoltarea exploatărilor existente şi prin crearea de noi unităţi.

În primă urgenţă, se punea problema asigurării materiei prime pentru Uzinele de produse sodice Mureş în plină dezvoltare, precum şi pentru noile uzine de produse sodice de la Govora.

La ambele uzine, materia primă fiind sarea în soluţie, se punea problema explorării în adîncime a masivului de sare de la Ocna Mureş şi a unui nou perimetru minier la Ocnele Mari.

S-au executat lucrări de explorare la salinele Ocna Mureş, Ocnele Mari, Ocna Dej, Tg. Ocna, Cacica, Slănic şi Praid.

Spre deosebire de perioada dinainte de 23 August 1944, s-a trecut la studierea problemelor de producţie pe baze tehnico-ştiinţifice.

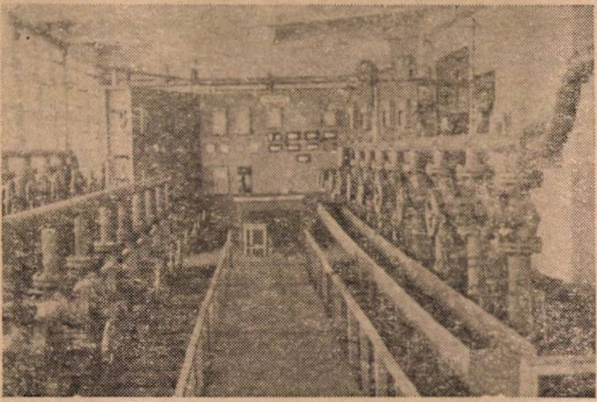


Fig. 1. Cabina centralizată de comandă, salina Ocna Mureş.

Astfel, în domeniul sării solide s-au studiat următoarele probleme :

- evaporarea şi uscarea sării prin metoda transferului caloric direct ;
- desprăfuirea sării ;
- îmbunătăţirii iodării sării ;
- incluziunile de gaze din masivele de sare;
- studiul stabilităţii şi rezistenţei camerelor de exploatare ;
- studiul preparării sărurilor de potasiu ;
- aerajul în minele de sare ;
- studiul rambleierii hidraulice la minele de sare ;
- impermeabilitatea lucrărilor miniere etc.

În domeniul sării în soluţie au fost realizate mari progrese.

În trecut, sarea în soluţie se extrăgea prin metoda de exploatare prin bazine subterane, săpate în sare, în care se introducea apă dulce printr-o reţea de conducte.

În timp de 7—30 zile, apa dulce ajungea la concentraţia corespunzătoare şi soluţia se pompa la uzina sodică.

Metoda de exploatare cu bazine necesita un volum mare de lucrări miniere de deschidere şi pregătire, productivitatea muncii era foarte scăzută şi preţul de cost exagerat de mare.

Începînd cu anul 1950, dezvoltarea rapidă a industriei chimice a ridicat problema asigurării unor cantităţi sporite de sare în soluţie, care nu puteau fi extrase prin metoda bazinelor.

Faţă de această situaţie încă din anul 1950 era necesar să se treacă la o nouă metodă de exploatare a sării în soluţie, metodă care să asigure o mare productivitate.

În vederea găsirii acestei metode un grup de ingineri şi tehnicieni a întreprins o serie de studii şi cercetări de laborator pe modele şi sonde de dimensiuni mici, ajungînd în final să se breveteze invenţia romînească „Metoda de exploatare dirijată a sării prin sonde", (brevet nr. 1283).

Metoda a fost aplicată pentru prima dată la salina Ocna Mureş, cu sonde de adîncime de 550 m, iar ulterior (1959—1961) ea a fost extinsă şi la salinele Ocnele Mari, Tg. Ocna şi Cacica.

Această metodă prezintă o serie de avantaje :

— se elimină munca grea a minerilor, exploatarea făcîndu-se în majoritatea de la suprafaţă (funcţionarea sondei fiind automată, munca se reduce la controlul aparatelor, la înregistrarea datelor de observaţie şi la interpretarea lor) ;

— se elimină lucrările voluminoase de deschidere şi pregătire a minei ;

— se asigură o capacitate mare de producţie dintr-un perimetru minier redus ;

— se pot valorifica rezervele de sare de mare adîncime, care nu pot fi exploatate prin metode miniere obişnuite şi se măreşte considerabil coeficientul de exploatabilitate ;

— se reduc mult cheltuielile de investiţii şi preţul de cost al sării extrase sub formă de saramură ;

— se asigură o producţie continuă cu posibilităţi de mărire şi o productivitate a muncii mărită.

În vederea îmbunătăţirii metodei, cît şi a construcţiei sondelor de sare, s-a făcut o serie de studii şi cercetări de către Institutul de cercetări chimice, Institutul de petrol, gaze şi geologie, Institutul de cercetări foraj-extracţie Cîmpina, Institutul de studii şi proiectări hidroenergetice, Institutul de studii hidrologice şi Institutul de cercetări miniere.

O problemă care a stat în atenţia specialiştilor a fost aceea a cimentării sondelor, deoarece era necesar ca cimentul să adere atît la peretele de sare, cît şi la metal. În urma unor studii efectuate de către Institutul de cercetări foraj-extracţie Cîmpina, s-a aplicat o serie de reţete de cimentare, dintre care cea care a dat cele mai bune rezultate a fost reţeta cu ciment de sonde tip Fieni, cu adaos de 20% diatomită preparat cu saramură saturată. De asemenea, noi reţete au fost studiate de către Institutul de studii şi proiectări hidroenergetice şi propuse spre aplicare, în funcţie de specificul fiecărui masiv.

În vederea operaţiilor de recimentare a sondelor care au pierdut etanşeitatea coloanelor de ancoraj, pentru determinarea locului pierdut s-au făcut la sondele de sare carotaje radioactive şi injecţii cu diverse fluide contaminate cu izotopi radioactivi (iod, cobalt etc.).

Între anii 1960—1962, s-a întocmit de către Institutul de petrol, gaze şi geologie un studiu privind stabilitatea şi rezistenţa golurilor din masivele de sare exploatate cu sonde.

Acest studiu a adus o serie de elemente noi în ceea ce priveşte rezistenţa şi stabilitatea masivelor de sare exploatate cu sonde, din punct de vedere tehnic şi în consecinţă şi economic.

De asemenea, printr-o serie de studii hidrologice, s-a determinat conţinutul apelor care circulă pe spinarea masivelor de sare, direcţia, debitul, precum şi alţi parametri luîndu-se în acelaşi timp măsurile eficace specifice fiecărui masiv.

În vederea stabilităţii construcţiilor de pe masivele de sare, s-a prevăzut, după un amplu studiu tehnico-economic, fundarea acestora pe piloţi tip Wolfholtz, incastraţi adînc în masivele de sare.

Astfel s-au făcut fundaţii la turlele de foraj şi producţie susţinerea conductelor şi alte construcţii.

Ca o măsură aplicată în mod experimental la salina Ocna Mureş a fost construirea de ecrane protectoare din argilă şi ciment pentru a apăra fundaţiile turlelor de la vechile sonde de acţiunea dăunătoare a apelor care circulă pe spinarea masivului de sare.

În ultimii ani, problema cercetărilor pentru sondele de sare a fost preluată de către ICEMIN, care şi-a format un nucleu special pentru sare şi care şi-a propus să rezolve următoarele probleme :

— determinarea vitezelor de dizolvare pentru fiecare masiv separat atît în solvent static, cît şi în solvent de circulaţie, cum este cazul sondelor de sare ;

— găsirea unui nou fluid izolant corespunzător exploatării sării prin sonde, problemă care este în curs de rezolvare ;

— recondiţionarea şi valorificarea fluidelor izolante — produse petroliere recuperate din sondele de exploatare, ceea ce va aduce însemnate economii, prin refolosirea în procesul de producţie a fluidelor izolante de mai multe ori ;

— exploatarea masivelor cu intercalaţii sterile şi găsirea parametrilor optimi de dizolvare ;

— studiul comparativ între diversele metode de exploatare aplicate în R.P.R. şi străinătate.

Metoda de exploatare a sării prin sonde a fost îmbunătăţită pe parcurs, pe baza experienţei căpătate în producţie.

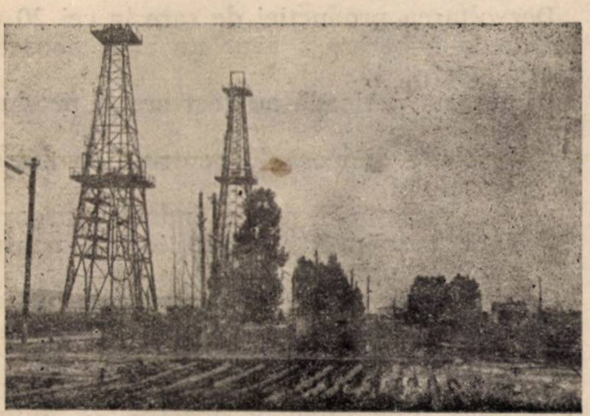


Fig. 2. Sonde pentru exploatarea sării în soluţie.

Astfel, în ceea ce priveşte fluidul de dirijare a dizolvării, iniţial s-a utilizat păcură după cracare, cu puncte de congelare diferite, de +20°C şi chiar +40°C.

În ultimii ani, datorită dificultăţilor ivite în exploatarea sondelor de sare, s-a înlocuit păcura cu amestec de combustibil de calorifer cu motorină în proporţii egale.

De asemenea, în centrul preocupărilor specialiştilor a stat găsirea unor metode noi de control a nivelului fluidului izolant.

În acest sens, metoda iniţială de control a nivelului fluidului izolant prin inversarea circulaţiei se va înlocui cu metoda controlului cu ajutorul unui tub de control sau cu metoda contactelor electrice.

În felul acesta, procesul de dirijare a dizolvării va fi condus în mai bune condiţii, evitîndu-se o serie de accidente.

În domeniul exploatării sării prin sonde, începînd cu anul 1963, s-a trecut la experimentarea unor noi metode de mare productivitate :

— metoda exploatării sondelor în trepte, care prevede ridicarea coloanelor mobile la intervale foarte mari de timp şi care, datorită instalaţiilor simplificate de la sonde precum şi tehnologiei de exploatare, generează o serie de îmbunătăţiri a indicatorilor economici ;

— metoda exploatării sondelor în baterie, care de asemenea îmbunătăţeşte indicatorii economici.

În caz de confirmare practică a rezultatelor, aceste metode vor putea fi extinse ducînd la reducerea preţului de cost al saramurii şi creînd posibilitatea, în urma modernizării instalaţiilor de evaporare, de export de sare fină.

Începînd cu anul acesta, s-a trecut la exploatarea sondelor cu diametre mărite ale golurilor de dizolvare de la 40—50 m, la 100 m, în felul acesta mărindu-se coeficientul de exploatabilitate a zăcămintelor, durata de exploatare a sondelor şi producţia acestora, îmbunătăţiri care au ca efect o reducere apreciabilă a preţului de cost.

Tot ca o măsură de îmbunătăţire a tehnologiei de exploatare a sării în soluţie, a fost suprimarea planşeelor intermediare de sare care erau prevăzute în vechile proiecte.

Datorită măsurilor tehnico-organizatorice luate în exploatarea sării prin sonde a fost posibilă mărirea producţiei de sare în soluţie de peste 10 ori faţă de anul cînd s-a trecut la aplicarea acestei metode.

Aplicarea metodei de exploatare a sării în soluţie cu sonde, ca noutate tehnică cu indicatori tehnico-economici ridicaţi, a făcut ca ţara noastră să se situeze printre primele ţări din Europa care extrag sarea cu ajutorul sondelor, metoda romînească fiind aplicată şi în alte ţări.

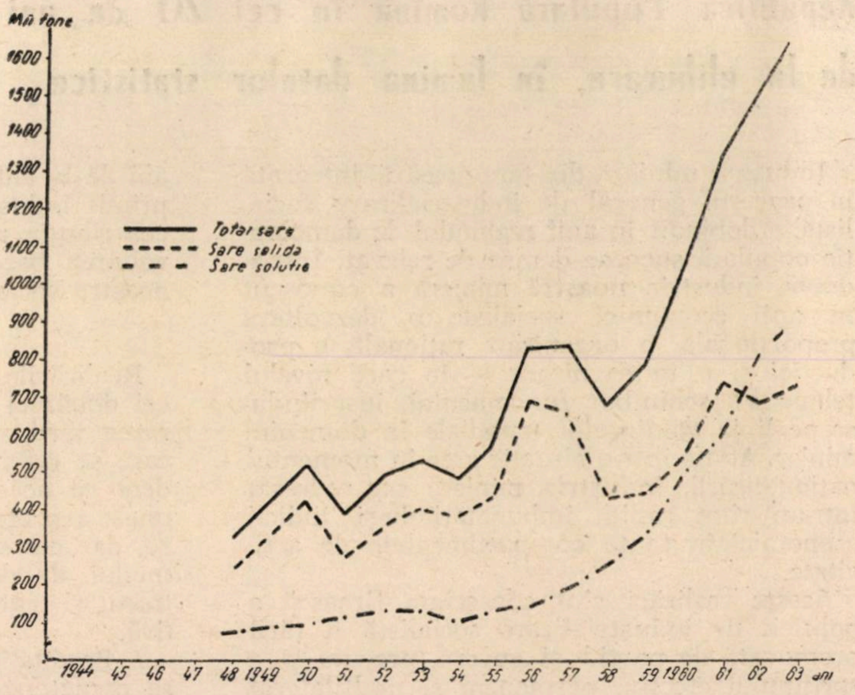


Fig. 3. Dezvoltarea producţiei de sare între anii 1944 şi 1963.

Metoda de exploatare a sării în soluție cu sonde permite o mecanizare înaintată.

Astfel, s-a trecut la centralizarea comenzilor prin cabine de comandă, unde poate fi supravegheată funcționarea în orice moment a fiecărei sonde și interveni la nevoie.

Pentru o mai sigură urmărire a procesului tehnologic al sondelor s-au introdus telecomenzi pentru înregistrarea presiunii la produsul petrolier de la sondă în cabină de comandă.

Fiecare cabină centrală este prevăzută cu conductele de intrare și ieșire la apă dulce, saramură și produs petrolier cu posibilități de a inversa circuitele.

De asemenea, în cabină se află aparate de măsură și control, pompe de apă și saramură etc.

În afara cabinei de comandă se găsesc plasate separatorul pentru produse petroliere, pompe, precum și rezervoarele de depozitarea apei, saramurii și produsului petrolier.

În vederea introducerii mecanizării procesului de producție a sării solide, s-au introdus următoarele măsuri :

- împușcarea cu întîrziere cu milisecunde ;
- havarea la tavan a galeriilor de sare ;
- transportul pe verticală cu schip ;
- săparea puțurilor în sare cu haveză ;
- mecanizarea transportului sării în subteran și suprafață ;
- transport mecanizat în subteran cu dumpere autoîncărcătoare tip Csepel ;
- amplasarea în subteran a stației de măcinare a sării.

Dezvoltarea producției de sare în cei 20 de ani de la eliberare a avut un ritm deosebit de rapid (fig. 1).

În această perioadă au fost create produse noi, ca :

- brichete „Fenosar", pentru dezvoltarea șeptelului ;
- sare naftalinată pentru industria ușoară;
- sare evaporată și sare iodată pentru consum uman.

Condițiile de viață și de muncă ale muncitorilor de la saline s-au îmbunătățit substanțial în ultimii 20 de ani.

Urmînd directivele trasate de partid și guvern, colectivele salinelor noastre vor munci cu elan pentru dezvoltarea în continuare, în condiții economice ale producției de sare, necesară industriei cloro-sodice în plină dezvoltare, extinderii exportului și consumului alimentar.

◆

Aspecte ale dezvoltării industriei miniere din Republica Populară Romînă în cei 20 de ani de la eliberare, în lumina datelor statistice

Conf. ing. *D. LUBENESCU*
director în M.M.E.E.
și
aspirant *I. TEICH*

Industria minieră din țara noastră, integrată în procesul general de industrializare socialistă, a dobîndit în anii regimului de democrație populară succese demne de relevat. Într-adevăr, industria noastră minieră a cunoscut în anii economiei socialiste o dezvoltare proporțională, o organizare rațională a producției și o modernizare — în care nivelul tehnic s-a schimbat fundamental, înscriindu-se pe linia tendințelor mondiale în domeniul minier. Aflată într-o situație grea în momentul naționalizării, industria minieră s-a redresat într-un ritm rapid, îmbunătățindu-și indicii economici în toate compartimentele de activitate.

Aceste realizări sînt consecința firească a politicii de industrializare socialistă a țării promovată de partid și guvern, precum și a sprijinului efectiv, permanent și multilateral acordat industriei miniere în cei douăzeci de ani de la eliberarea țării. Datorită sprijinului primit industria minieră a putut să-și aducă contribuția mereu crescînd la crearea și dezvoltarea bazei tehnico-materiale a economiei noastre socialiste.

*

Realizările obținute de industria minieră în cei douăzeci de ani de activitate după eliberarea țării se reflectă în datele statistice care se referă la această perioadă. Este evident că acestea redau în mod sintetic doar unele aspecte ale dezvoltării industriei miniere, dar ele sînt concludente pentru a indica modul de dezvoltare al acestei industrii în trecut și tendința ei de dezvoltare în perspectivă.

1. Producția de minereuri de fier (tabela 1) se caracterizează printr-o dinamică cu ritm deosebit de accelerat, determinat de necesi-

Tabela 1

Producţia de minereuri de fier şi cărbune*
în anii 1938, 1948, 1950, 1955 1960, 1962, mii tone

	1938	1948	1950	1955	1960	1962
Minereuri de fier	139	209	392	637	1 460	1 738
Cărbune brut extras :	2 826	2 946	3 893	6 104	8 163	9 589
— huilă (inclusiv antracit)	2 264	2 040	2 733	3 353	4 481	3 519
— lignit	273	632	811	2 293	3 154	3 683
— cărbune brun	289	274	349	458	537	587
Cărbune net total	2 208	2 366	3 224	5 066	6 768	8 064
din care :						
— huilă spălată pentru cocs şi semicocs	103	88	65	238	994	1 130
— lignit	235	594	772	2 141	2 853	3 416

* Anuarul statistic al R.P.R. 1963, p. 160–161.

tăţile de dezvoltare ale siderurgiei. Astfel, producţia de minereu de fier în anul 1962 este de circa 1,73 mil. tone faţă de 139 mii tone cît era în anul 1938, respectiv 209 mii tone în anul 1948, deci o creştere de 12,5 ori faţă de anul 1938 şi de 8,3 ori faţă de anul 1948 — anul naţionalizării. Producţia de fontă în 1962 (tabela 2) este de circa 1,5 mil. tone faţă de 133 mii tone în anul 1938, deci o creştere de 11,3 ori comparabilă cu aceea a producţiei de minereu de fier. O situaţie similară provocată de aceeaşi cauză, se constată şi la producţia de huilă spălată pentru cocs şi semicocs, care creşte de la 88 mii tone în anul 1948 la 1 130 mii tone în anul 1962, deci de circa 12,6 ori, deşi producţia de huilă brută în aceeaşi perioadă are o creştere mai mică : de la circa 2 mil. tone la circa 3,5 mil. tone, deci de 1,75 ori. Se constată deci o interdependenţă strînsă între ritmurile de dezvoltare ale siderurgiei şi ale producţiei de minereuri de fier şi de cărbune cocsificabil. O interdependenţă asemănătoare rezultă şi din datele statistice cu privire la dinamica de creştere a producţiei de energie termoelectrică (tabela 2) şi producţia de lignit. Producţia de energie termoelectrică în anul 1962 reprezintă o creştere de circa 9,6 ori faţă de anul 1938, iar producţia de lignit pe aceeaşi perioadă — o creştere de circa 14,5 ori. O legătură mai strînsă se constată din examinarea datelor statistice privind producţia de energie termoelectrică cu combustibili inferiori în perioada 1955—1962 şi a producţiei de lignit în limitele aceleaşi perioade : creşterea energiei electrice produsă cu cărbuni inferiori în această perioadă este de 3,32 ori, iar creşterea producţiei de lignit — de 2,35 ori ; corectînd însă acest raport în proporţia în care s-a redus consumul specific de cărbuni inferiori în perioada 1955—1962, rezultă o valoare de 3,3, deci o corelaţie foarte apropiată.

Tabela 2

Producţia de fontă şi de energie termoelectrică
în anii 1938, 1948, 1950, 1955, 1960, 1962*

	1938	1948	1950	1955	1960	1962
Fontă, mii tone	133	186	320	570	1 014	1 511
Energie termoelectrică, mil. kWh	982	1 370	1 944	4 017	7 253	9 421
Energie produsă cu cărbuni inferiori, % faţă de total				13,2	18,7	18,6
Consum de cărbuni inferiori, kg. c.c. pe 1 000 kWh				759	538	513

* Breviarul statistic al R.P.R. 1963 p. 83; Anuarul statistic al R.P.R 1962, p. 152–153 şi 174–175.

Producţia de cărbune brun în anul 1962 înregistrează o creştere numai de circa 2 ori faţă de anul 1938, în timp ce producţia de lignit în aceeaşi perioadă a avut o creştere, după cum s-a mai arătat de circa 14,5 ori. Aceasta se explică prin faptul că baza materială era cu mult mai puţin dezvoltată la cărbunii bruni, decît la lignit, a cărui rezerve au ponderea cea mai mare în rezervele totale de cărbuni ale ţării.

Dinamica producţiei totale de cărbune brut in perioada 1950—1962 prezintă un caracter ascendent ferm, reprezentarea grafică (fig. 1) a producţiilor anuale apropiindu-se de o linie dreaptă. Acest caracter al dezvoltării producţiei, care se menţine timp de 15 ani, permite să se tragă concluzia că ramura carboniferă are create condiţii favorabile de dezvoltarea în continuare a producţiei într-un ritm stabil, care va putea fi accelerat, potrivit cerinţelor viitoare ale balanţei energetice.

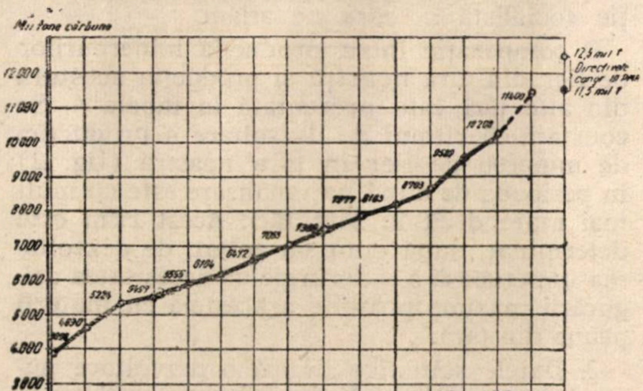


Fig. 1. Dinamica producţiei de cărbuni în perioada 1950—1963.

Comparînd dinamica producţiei de cărbuni din ţara noastră cu dinamica producţiei de cărbuni dintr-o serie de ţări, cu tradiţie în domeniul extracţiei de cărbuni, constatăm că dinamica producţiei acestor ţări este mult sub nivelul celei din ţara noastră, cu excepţia ţărilor socialiste. Dinamica producţiei de cărbuni în ţările capitaliste este în general lentă, în mod frecvent stagnează sau prezintă chiar regrese (tabela 3). Ţările cuprinse în tabelă au un volum de producţie de cărbuni mult mai mare ca cel al ţării noastre, ritmul de producţie, dinamica ei fermă sînt o expresie a tendinţei de dezvoltare a industriei noastre carbonifere care, deşi are condiţii de zăcămînt mult mai grele ca în alte ţări, este în plin avînt, caracteristic etapei de construcţie socialistă în care ne aflăm.

Tabela 3

Dinamica producţiei de cărbune brut în comparaţie cu unele ţări* în anii 1938, 1948, 1950, 1955, 1962 (1938=100)

Ţări poducătoare	1938	1948	1950	1955	1962
R. P. Romînă	100	104	138	216	339
R. P. Ungară	100	126	142	238	306
R. F. Germană	100	74	91	108	140
Japonia	100	74	81	89	114
Marea Britanie	100	92	95	98	87
Belgia	100	90	92	101	72

* Revista de Statistică ,nr. 6, 1958, p. 18; Anuarul Statistic al R.P.R. 1963, p. 540–542.

O comparaţie între producţia minereurilor de fier din ţara noastră şi producţia acestora din alte ţări este prezentată în tabela 4. Se constată că ritmul de dezvoltare a producţiei de minereu de fier în ţara noastră (fig. 2) în perioada de după naţionalizare este cu mult mai mare decît în alte ţări. Acest ritm este determinat, după cum s-a arătat, de dezvoltarea impetuoasă a siderurgiei şi necesitatea asigurării maxime posibile a acesteia cu materii prime din ţară.

2. Datele statistice indică o dezvoltare puternică a producţiei de substanţe minerale nemetalifere. Astfel, faţă de anul 1950 producţia la caolin spălat în anul 1963 a crescut de circa 14 ori, la talc de circa 12 ori, la bentonită de 12 ori, la feldspat de circa 6 ori, la argile refractare de aproape 4 ori etc.

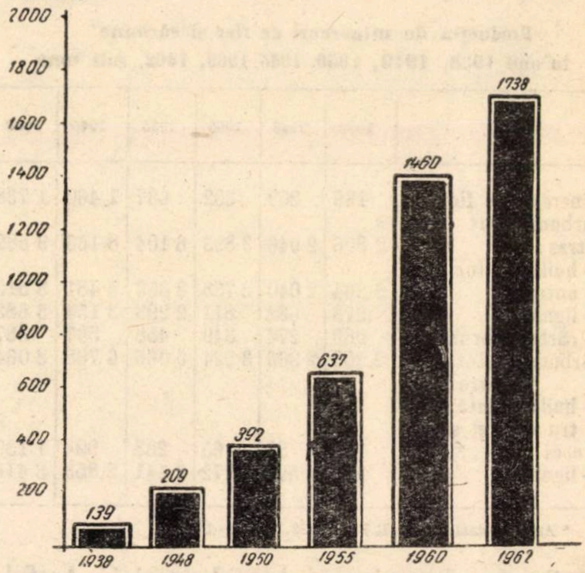


Fig. 2. Dinamica producţiei de minereuri de fier.

Această dezvoltare îşi are o explicaţie în creştere masivă a necesarului diferitelor ramuri industriale în plină dezvoltare, consumatoare de aceste produse, cum sînt: industria ceramică, industria hîrtiei, industria chimică, industria metalurgică, industria produselor refractare etc. la care se adaogă şi necesarul pentru export al unora din produsele respective. Este de prevăzut o tendinţă de creştere continuă a necesarului de substanţe minerale nemetalifere, concomitent cu mărirea cerinţelor privind condiţiile de calitate a produselor solicitate.

O creştere importantă a avut şi producţia de sare (clorura de sodiu), în legătură cu dezvoltarea puternică a industriei cloro-sodice şi a exportului. Astfel producţia totală de sare în anul 1963 este de peste 3,9 ori mai mare faţă de anul 1950, iar producţia de sare în soluţie — metodă modernă şi economică — de peste 12 ori mai mare faţă de acelaşi an.

Tabela 4

Producţia de minereu de fier în comparaţie cu unele ţări* în anii 1938, 1948, 1950, 1955, 1960, 1962 (mii tone)

	1938	1948	1950	1955	1960	1962	1962/1938
R. P. Romînă	139	209	392	637	1 460	1 738	12,5 ori
R. P. F. Jugoslavia	611	878	731	1 398	2 200	2 190	3,6 ori
R. P. Polonă	872	601	680	1 699	2 182	2 436	2,8 ori
Japonia	841	562	928	1 560	2 844	2 424	2,8 ori
Belgia	181	97	46	106	160	80	44%

* Anuarul Statistic al R.P.R., 1963, p. 546

Tabela 5

Structura valorificării cărbunelui în anii 1938 şi 1963 (în procente)

Specificaţie	1938	1963
Consum total	100	100
din care :		
1. în industrie :	22	63
— pentru consum industrial	15	9
— pentru cocsul metalurgic	3	23
— pentru centrelele electrice	4	31
2. în transporturi	75	27
3. pentru uzul casnic	3	10

3. Lucrările geologice pentru care s-au alocat an de an importante fonduri, efectuate în cadrul unor planuri sistematice în toate regiunile miniere cunoscute, au avut ca rezultat creşterea apreciabilă a rezervelor de substanţe minerale utile. Astfel, datele statistice înregistrează o creştere a rezervelor în anul 1963, faţă de anul 1951 de circa 14 ori la cărbuni, de circa 12 ori la minereuri de fier şi la minereuri complexe, de circa 90 ori la minereuri cuprifere etc.

Aceste rezultate asigură pe de o parte continuitatea şi dezvoltarea producţiei la exploatările existente, iar pe de altă parte dau un impuls economic şi formează un potenţial apreciabil pentru crearea de întreprinderi miniere noi, în regiuni mai puţin industrializate (Oltenia, Suceava etc.).

4. Valorificarea superioară a substanţelor minerale utile este o sarcină trasată de Directivele celui de-al III-lea Congres al P.M.R. Datele statistice reflectă schimbări esenţiale în acest sens, care au avut loc în perioada de după naţionalizare în domeniul valorificării cărbunilor. Astfel, faţă de anul 1938 în anul 1963 valorificarea cărbunilor ne apare substanţial îmbunătăţită. O pondere apreciabilă revine consumului termocentralelor electrice şi fabricării cocsului metalurgic. Totodată remarcăm o creştere a consumului pentru uzul casnic în timp ce în anul 1938 destinaţia predominantă a cărbunilor produşi era orientată pentru transporturi feroviare (tabela 5 şi fig. 3).

5. Progresul tehnic aplicat în industria minieră, constînd în modernizarea utilajelor existente, introducerea utilajelor noi perfecţionate şi a metodelor de exploatare de mare productivitate, asimilarea procedeelor tehnologice înaintate, ridicarea calificării profesionale a cadrelor etc., a avut ca rezultat ridicarea nivelului de producţie, creşterea productivităţii muncii, îmbunătăţirea calităţii produselor. Analiza datelor statistice privind progresul tehnic în industria minieră ne ajută în aprecierea rezultatelor obţinute.

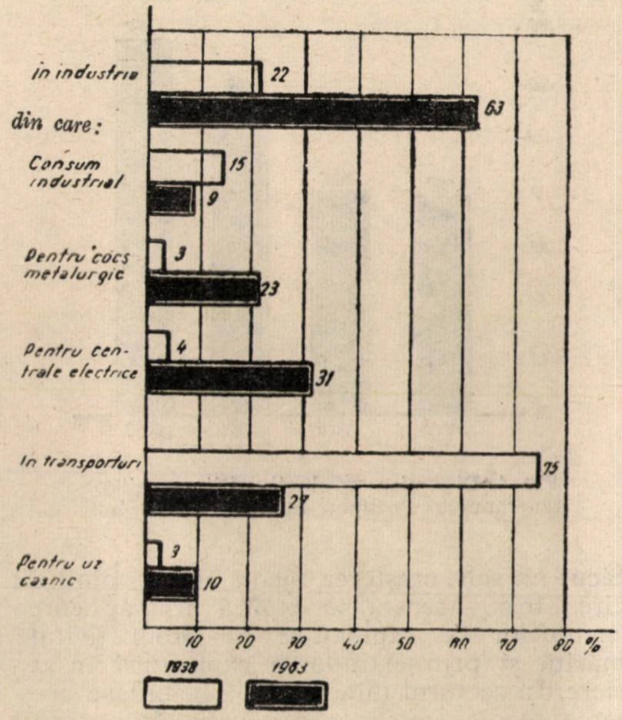


Fig. 3. Structura valorificării cărbunelui produs în anii 1938 şi 1963.

Astfel, în industria cărbunelui datele privind indicii principali de mecanizare : tăierea la înaintări, tăierea în abataj şi transportul subteran arată că la nivelul anului 1963, progresul este apreciabil, indicii respectivi avînd valori de 95—99% (tabela 6). Progresul tehnic este reflectat şi în indicii de productivitate a muncii. În cazul industriei cărbunelui, faţă de anul 1955 productivitatea valorică a muncii pe un muncitor ocupat în această ramură a crescut de 1,59 ori (fig. 4).

Productivitatea muncii în unităţi naturale în anul 1963 faţă de 1955 a crescut de circa 1,76 ori la cărbuni, de circa 1,73 ori la minereuri de fier, de circa 1,29 ori la minereuri neferoase. Se constată că în perioada 1955 — 1959 productivitatea muncii în sectorul minereurilor de fier şi la minereuri neferoase a avut un ritm redus (tabela 7). În schimb, în perioada 1959—1963 productivitatea muncii a

Tabela 6

Mecanizarea proceselor parţiale de producţie din industria cărbunelui în anii 1950, 1955, 1960, 1963 (în procente)

Specificaţie	1950	1955	1960	1963
Tăierea la înaintări	62,8	80,5	90,0	97,0
Tăierea în abataj	78,2	86,1	94,0	98,8
Transport în subteran	73,5	90,3	93,0	95,0

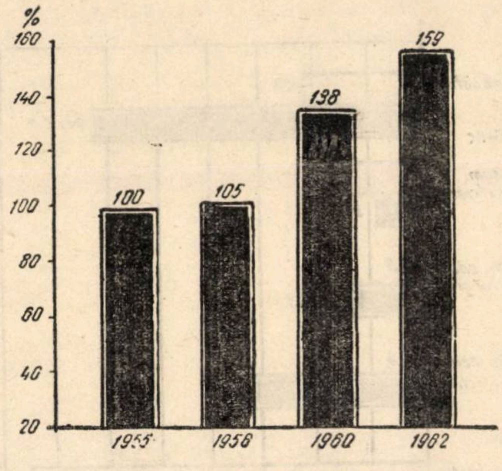


Fig. 4. Dinamica productivității muncii pe un muncitor ocupat în ramura cărbuni.

Tabela 7

Productivitatea muncii în unități naturale, în cărbune, minereuri de fier și minereuri neferoase în anii 1959 și 1963 (1955=100)

Specificație	1959	1963
Cărbune	130	175,8
Minereuri de fier	107	172,6
Minereuri neferoase	109	128,6

făcut un salt, creșterea medie anuală fiind de circa 16%. Aceasta se explică prin aplicarea metodelor de exploatare cu productivitate mărită și prin extinderea exploatării în cariere. În sectorul minereurilor neferoase creșterea medie anuală a productivității muncii în perioada 1959—1963 este de circa 5%, urmînd să fie îmbunătățită prin acțiunea de introducere a metodelor de exploatare cu productivitate mărită acolo unde condițiile de zăcămînt se dovedesc a fi corespunzătoare.

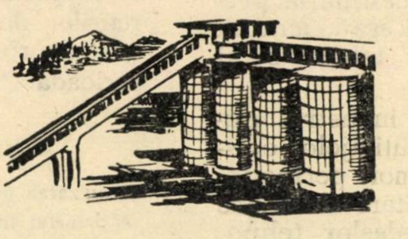
6. Din datele statistice rezultă că din totalul fondurilor afectate industriei miniere, ramurii carbonifere s-au alocat în perioada 1951—1963 circa 7,2 miliarde lei pentru investiții, din care 51% pentru dezvoltarea exploatărilor de huilă din Valea Jiului și 33% celor de lignit.

Un asemenea volum de investiții a permis refacerea exploatărilor existente și dotarea lor cu mașini și utilaje în vederea perfecționării procesului de producție, deschiderea de exploatări noi, moderne, la nivelul tehnicii mondiale, precum și dezvoltarea construcțiilor social-culturale în bazinele carbonifere. Acțiuni similare în domeniul investițiilor au avut loc și în celelalte sectoare miniere.

*

Industria minieră din țara noastră este în plin avînt. Prin grija partidului și guvernului ea este dotată cu mijloacele tehnice moderne necesare. Examinarea unor aspecte tehnico-economice rezultate din analiza datelor statistice de ansamblu pe perioada de la eliberarea țării noastre și pînă în prezent, ne permite să tragem concluzia că în fața acestei industrii stau frumoase perspective de dezvoltare.

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1963



SOMMAIRE

Almăşan, B.: *L'industrie minière dans les vingt ans depuis l'éliberation de notre patrie.*

*** * * LA JOURNÉE DU MINEUR**

Radu, C.: *L'activité du Trust de prospections et explorations minières (T.P.E.M.) durant les années du pouvoir populaire, dans le domaine de la prospection, l'exploration et l'ouverture de nouvelles mines.*

Scripăţ, V.: *Le développement des recherches minières dans la République Populaire Roumaine et la contribution de celles-ci au progrès de l'industrie extractive.*

Cenuşe, C.: *L'extension progressive et les réalisations de l'Institut pour l'établissement des projets miniers pendant ses quatorze ans d'activité.*

* * * *Nouveaux objectifs miniers.*

Szuder, W. et Caloianu, Gh.: *Le bassin charbonnier de Valea Jiului vingt ans après la libération.*

Codreanu, Gh.: *Les réalisations du Trust minier de Baia Mare dans les vingt ans depuis la libération.*

Apostol, Gh.: *Réalisations obtenues au Trust minier de Deva durant les années du pouvoir populaire.*

Popescu, I.: *Le développement des exploitations de lignite du Trust minier Muntenia dans le vingt ans depuis la libération.*

Arsin, C.: *Dès réalisations du Trust des mines aurifères de Brad durant les années du pouvoir démocratique populaire.*

Bătăcui, C.: *L'industrie minière, nouvelle branche en plein essor dans la région d'Oltenia.*

Popa, N. et Diculescu, C.: *Le développement des exploitations tenant du Trust minier de Cluj pendant la période 1944—1964.*

Müller, L. et Dragotă, M.: *L'essor de l'industrie minière dans la région de Crişana durant les années de démocratie populaire.*

Roşca, C.: *Aspects concernant le développement de l'industrie minière dans la region de Dobrogea pendant le régime démocratique populaire.*

Crăciun, L.: *Des réalisations du Trust minier Mureş dans les vingt ans depuis la libération.*

Bodeanu, Z. et Bocanete, E.: *Vingt ans de réalisations dans l'exploitation du sel gemme.*

Lubenescu, D. et Teich, I.: *Aspects concernant l'essor de l'industrie minière de la République Populaire Roumaine pendant les vingt ans depuis la libération, déduits des données de la statistique.*

CONTENTS

Almăşan, B.: *The mining industry in the 20 years after the Liberation of Our Kountry.*

MINERS DAY

Radu, C.: *The activity of the Trust for Mine Prospecting and Exploration (T.P.E.M.) during the years of the People's Democracy, in the domain of prospecting, exploration and opening of new mines.*

Scripăţ, V.: *The development of mining researches in the Rumanian People's Republic and their contributions to the mining industry.*

Cenuşe, C.: *The development and the realizations of the Institute for Mine Projecting, in the 14 years of its activity.*

* * * *New mines.*

Szuder, W. and Caloianu, Gh.: *The Jiu Valley 20 years after Liberation.*

Apostol, Gh.: *Achievements of the Mining Trust Deva in the years of the People's Government.*

Popescu, I.: *The development of the lignite mines of the Mining Trust Muntenia, in the 20 years following the Liberation.*

Arsin, C.: *About some of the realizations of the Gold Mining Trust Brad in the years of the People's Democracy.*

Bătăcui, C.: *Mining, a new industrial branch of the region Oltenia, in full development.*

Popa, N. and Diculescu, C.: *The development of the mines of the Mining Trust Cluj, during the period 1944—1964.*

Müller, L. and Dragotă, M.: *The development of the mining industry in the Crişana region in the years of the People's Democracy.*

Roşca, D.: *Aspects concerning the development of mining industry in the region Dobrogea, in the years of the People's Democracy.*

Crăciun, L.: *About some of the realizations of the Mining Trust Mureş, in the 20 years after the Liberation.*

Bodeanu, Z. and Bocanete, E.: *20 years of achievements in the department of salt mining.*

Lubenescu, D. and Teich, I.: *Aspects of the development of the mining industry in the Rumanian People's Republic, during the 20 years after the Liberation, in the light of statistical data.*

REVISTA MINELOR

ANUL XV Nr. 8 AUGUST 1964

СОДЕРЖАНИЕ

Алмэщан Б.: *Горная промышленность за двадцать лет после освобождения нашей родины.*

ДЕНЬ ГОРНЯКА

Раду К.: *Деятельность горноразведочного треста ТПЭМ в годы народной власти.*

Скрипэц В.: *Развитие горноисследовательских работ в РНР и их значение для горной промышленности.*

Ченуше К.: *Развитие и достижения проектного института ИПРОМИН за период 14 летней деятельности.*

* * * *Новые горные предприятия и обогатительные фабрики.*

Судэр В. и Калояну Г. *Угольный бассейн Валя Жиулуй после двадцати лет со дня освобождения.*

Кодряну Г.: *Достижения горнорудного треста Бая Маре за 20 лет.*

Апостол Г.: *Достижения полученные в годы народной власти горнорудным трестом Дэва.*

Попеску И.: *Развитие лигнитовых шахт треста Мунтения в течение 20 лет после освобождения.*

Арсин К.: *Из достижений золоторудного треста Брад в годы народной демократии.*

Бэтэкуй К.: *Горная промышленность — новая развивающаяся отрасль области Олтения.*

Попа Н. и Дикулеску К.: *Развитие рудников горного треста Клуж в период 1944—1964 гг.*

Мюллер Л. и Драготэ М.: *Развитие горной промышленности области Кришана в годы народной демократии.*

Рошка К. *Аспекты развития горной промышленности области Добруджа в годы народной демократии.*

Крэчун Л.: *Из достижений горнорудной промышленности области Муреш за 20 лет после освобождения.*

Бодяну З. и Боканете Е. *20 лет достижений в соляной промышленности*

Лубенеску Д. и Тэйх И.: *Некоторые аспекты развития горной промышленности РНР в свете статистических данных.*

INHALT

Almăşan, B.: *Bergbauindustrie in den 20 Jahren nach der Befreiung unseres Vaterlandes.*

DER TAG DES BERGMANNES

Radu, C.: *Die Tatigkeit des Trustes für Prospektierungen und bergmännische Schürfungen in den Jahren des Volksherrschaft, auf den Gebiete der Prospektions und schürfarbeiten und dem Aufschluss neuer Grubenbetriebe.*

Scripăţ, V.: *Die Entwicklung der bergbaulichen Forschungen in der Rumänischen Volksrepublik und deren Beitrag in der Bergbauindustrie.*

Cenuşe, C.: *Die Entwicklung und Leistungen des Bergbau-Projektierungsinstitutes während dessen 14-jährigen Bestehens.*

* * * *Neue Grubenbetriebe.*

Szuder, W. und Caloianu, Gh.: *Das Jiutal, nach 20 Jahren der Befreiung.*

Codreanu, Gh.: *Die Leistungen des Bergbautrustes Baia Mare in den 20 Jahren nach der Befreiung.*

Apostol, Gh.: *Die Leistungen des Bergbautrustes Deva in den Jahren der Volksreierung.*

Arsin, C.: *Einiges über die Leistungen des Goldbergbautrustes Brad in den Jahren der Volksdemokratie.*

Bătăcui, C.: *Der Bergbau als neuer, in voller Entwicklung befindlicher Industriezweig des Gebietes Oltenia.*

Popa, N. und Diculescu, C.: *Die Entwicklung der Grubenbetriebe des Bergbautrustes Cluj im Zeitraume 1944—1964.*

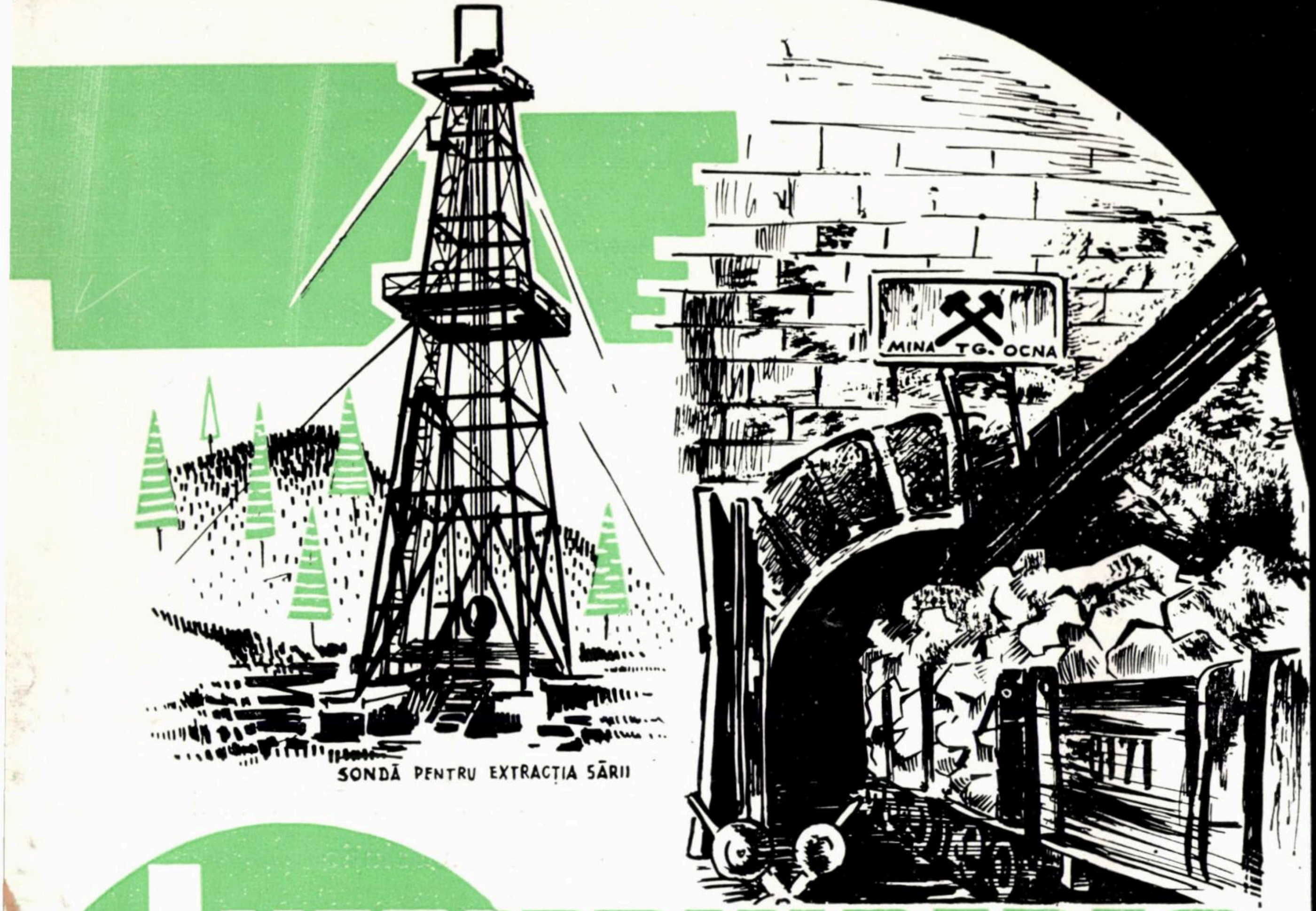
Müller, L. und Dragotă, M.: *Die Entwicklung der Bergbauindustrie des Gebietes Crişana in den Jahren der Volksdemokratie.*

Roşca, C.: *Rückblick auf die Entwicklung der Bergbauindustrie des Gebietes Dobrogea in den Jahren der Volksdemokratie.*

Crăciun, L.: *Einiges über die Leistungen des Bergbautrustes Mureş während der 20 Jahre nach der Befreiung.*

Bodeanu, Z. und Bocanete, E.: *Die Leistungen der Salzbergwerke im Zeitraume von 20 Jahren.*

Lubenescu, D. und Teich, I.: *Rückblick auf die Entwicklung der Bergbauindustrie in der Rumänischen Volksrepublik, in den 20 Jahren nach der Befreiung, im Lichte statistischer Daten.*



SONDĂ PENTRU EXTRACȚIA SĂRII

INTREPRINDEREA MINIERĂ COMĂNEŞTI

EXPLOATAREA MINIERĂ SALINA TG.-OCNA

LIVREAZĂ:

PRODUSE DE SARE COMESTIBILĂ conf. STAS 1465/58:

- sare în bulgări de 5 – 50 kg
- sare măcinată în granulaţie de 0 – 2 mm, ambalată în saci de 50 kg
- sare iodată în granulaţie de 0 – 2 mm, ambalată în saci de 50 kg

PRODUSE INDUSTRIALE:

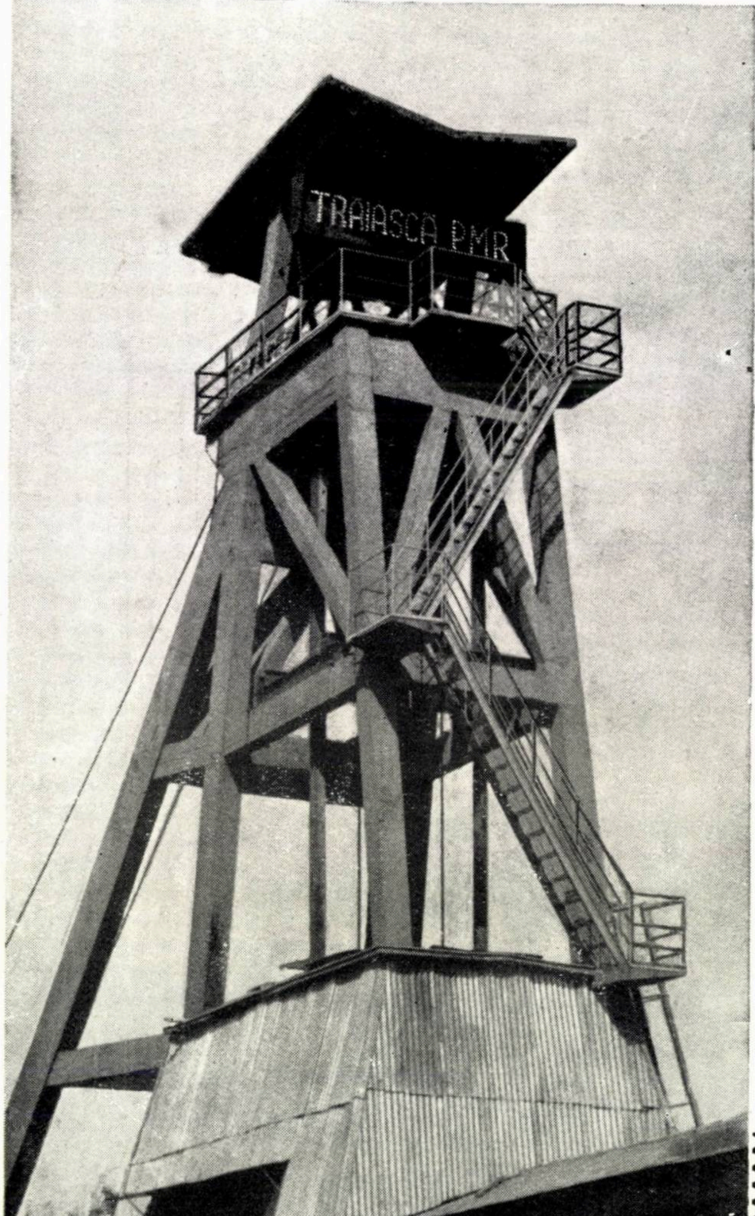
- sare industrială neambalată, de diferite sortimente, conf. STAS 2906/51
- sare în soluţie, cu concentraţie de 310 g/l (Nl)

Comenzile se primesc de către MMEE DAD Bd. Magheru nr. 33 Bucureşti

Trustul minier
ARGEȘ
Cîmpulung

produce:

- LA SCHITU GOLEȘTI
  — lignit
- LA E. M. OCNELE MARI
  — sare în soluție
  — calcar
- LA E. M. BREZOI
  — mică

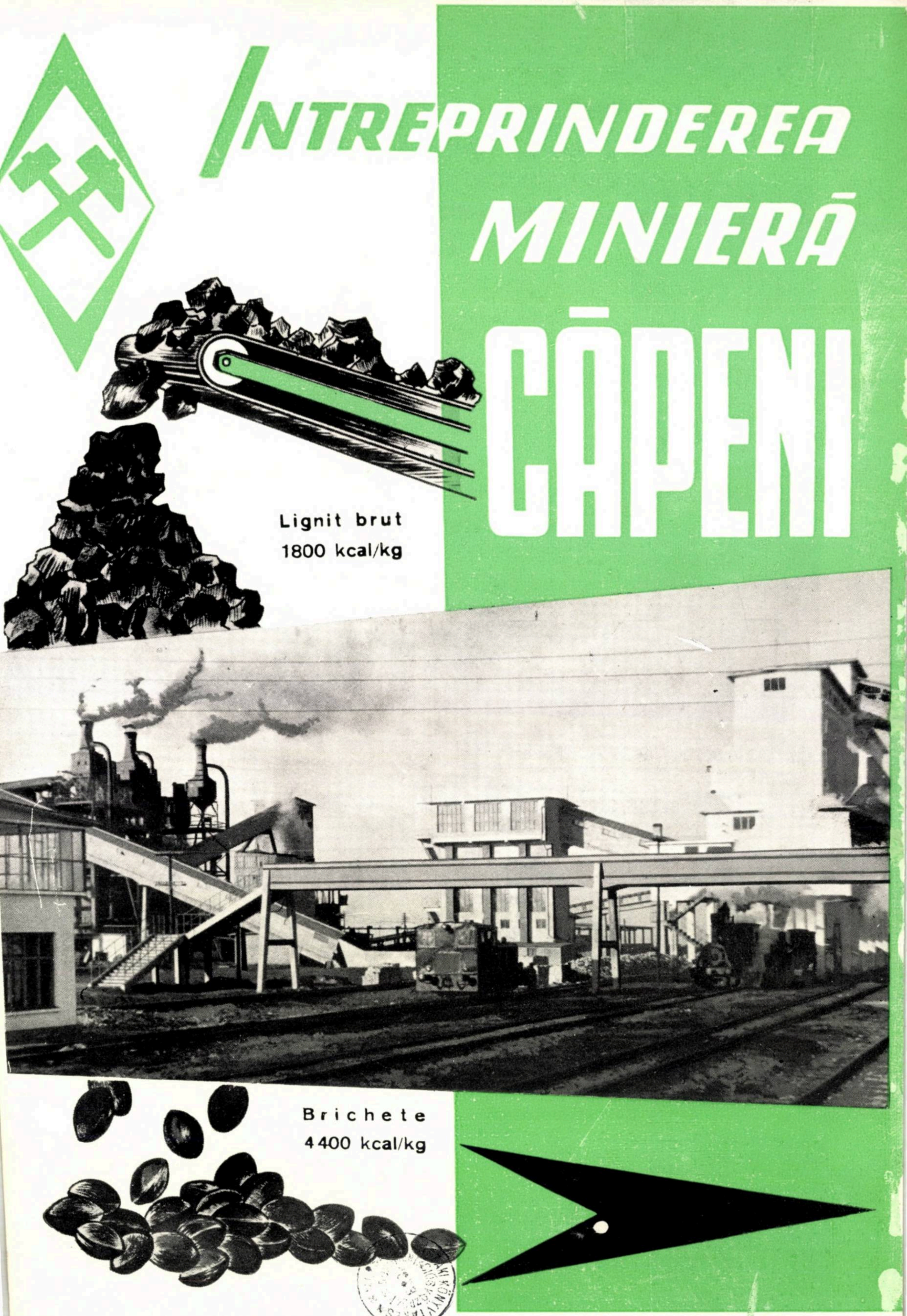


PUȚUL DE EXTRACȚIE Nr. 1
MINA PESCĂREASA

TRUSTUL AURULUI BRAD

E.M. ZLATNA

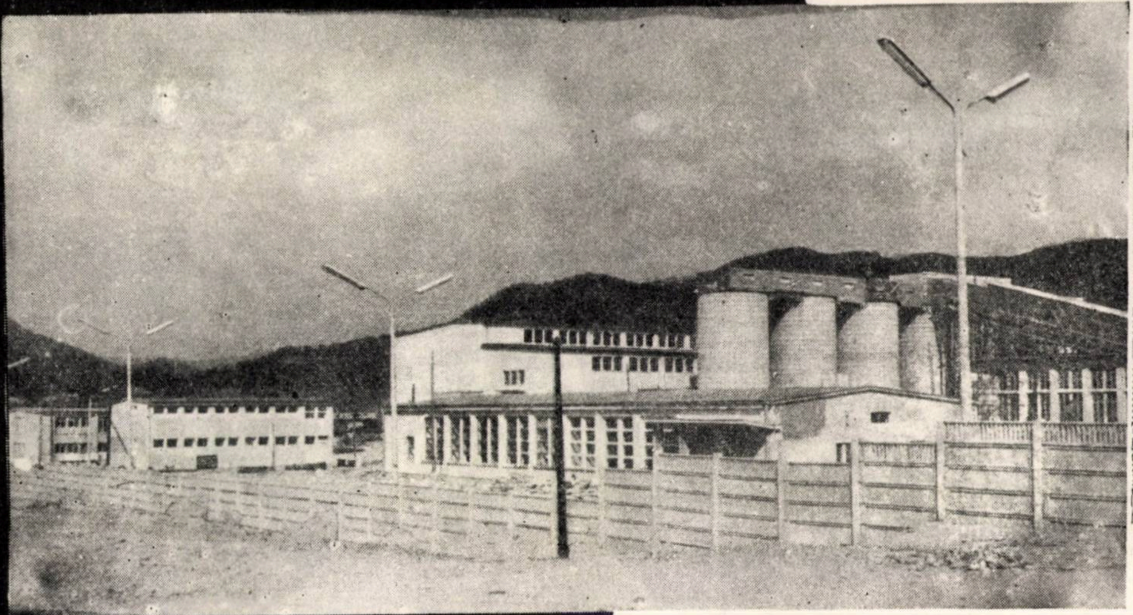
UZINA DE PREPARARE A MINEREURILOR



INTREPRINDEREA MINIERĂ CĂPENI

Lignit brut
1800 kcal/kg

Brichete
4 400 kcal/kg



TCMM

EXECUTĂ LUCRĂRI DE:

- construcţii
- instalaţii
- montaje speciale pentru lucrări din industria minieră

TRUSTUL DE CONSTRUCŢII MONTAJE MINIERE

BUCUREŞTI

Trustul

de prospecţiuni

şi explorări miniere

Execută:

- prospecţiuni geologice şi geofizice
- ridicări topografice
- explorare prin foraje şi lucrări miniere
- analize de laborator
- deschiderea zăcămintelor de substanţe minerale utile pentru:
  - — minereuri neferoase: cupru, zinc, plumb, aur;
  - — minereuri de fier;
  - — minereuri nemetalifere: argile refractare, disten, feldspat, nisipuri metalurgice;
  - — săruri de potasiu;
  - — cărbuni cocsificabili şi energetici

Bucureşti, str. Izvor nr. 78 telefon 27.20.00

E 1433

REVISTA MINELOR

9

SEPTEMBRIE

1964

BUCUREȘTI

VOLUMUL XV • PAGINA 429 — 476

E 1433

TRUSTUL MINIER „MUREŞ"

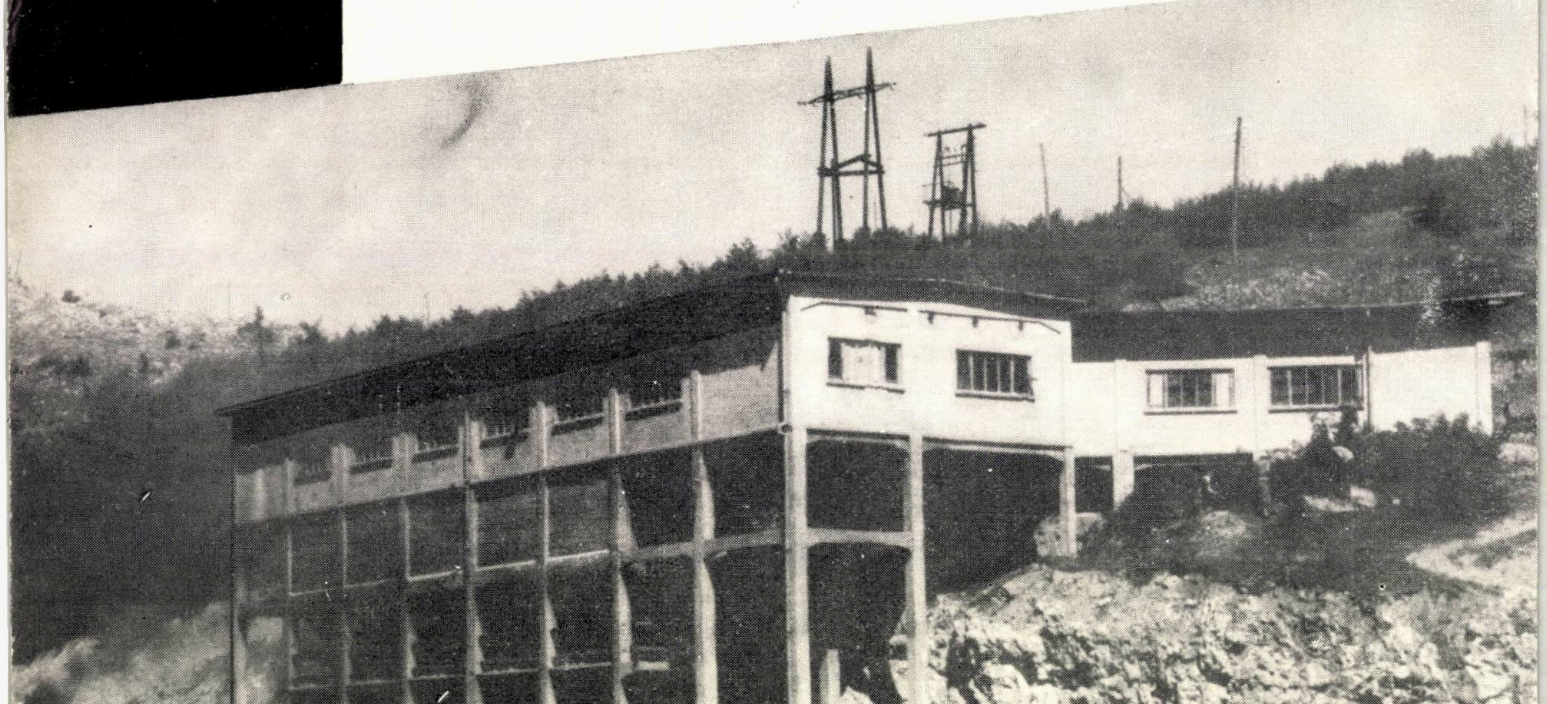
MIERCUREA CIUC

EXPLOATAREA BALAN

TRUSTUL MINIER
„ARDEALUL"
ORADEA, STR. VASILE ALECSANDRI NR. 2

PRODUCE:

LIGNIT
CĂRBUNE BRUN
ARGILĂ REFRACTARĂ
BAUXITĂ
BITUM NATURAL
ULEIURI POLARE



E.M. ŞUNCUIUŞ · STAŢIA DE FUNICULAR BANLACA

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

Revista MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ȘI ENERGIEI
ELECTRICE ȘI AL CONSILIULUI NAȚIONAL
AL INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR

CUPRINS

Matyas, E.: **Pregătirea și organizarea lucrărilor de inventariere și reevaluare a fondurilor fixe** . . . 429—432

Dobre, Gh.: **Îmbunătățirea indicilor de calitate în exploatarea zăcămintelor de minereuri prin organizarea judicioasă a alegerii sterilului din masa minieră** . . 433—438

Pop, V.: **Aspecte privind eficiența economică a investițiilor miniere în perioada 1944—1964** . . . . 439—442

Mereț, N. și Novac, St.: **Utilizarea rațională a cablurilor la mașinile de extracție minieră** . . 442—448

Marian, I. și Iliaș, N.: **Studiu comparativ a diferitelor cuțite tăietoare folosite la mașini de havat și combine la minele din Valea Jiului** . . . . 449—455

Patriciu, V., Olteneanu, M., Bonciocot, N. și David, B.: **O nouă metodă pentru determinarea cantitativă și corelarea depunerilor de săruri de potasiu și magneziu** . . . . 455—459

Grou, I. și Tulliu, D.: **Epurarea apelor reziduale din instalațiile de preparare** . . . . 460—464

Tecu, T. și Zamfir, V.: **Contribuții la recondiționarea sfredelelor de mină la exploatările din Valea Jiului** . . . . 464—470

Costa-Foru, Al. și Costea, H.: **Observații asupra unor lucări radiometrice experimentale efectuate în mina Tazlău** . . . . 470—474

NOTE

*** **Etanșarea susținerii puțurilor cu emulsie de cauciuc și asfalt** . . 474—475

DOCUMENTARE

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. LUBENESCU D., Laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil ; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct ; ing. ANTON P. ; ing. BALTAREȚU R. ; conf. ing. BUZATU C ; candidat în științe prof. ing. COVACI ȘT. ; economist ENACHE M. ; ing. FOLEA I. ; prof. dr. ing. HUBER PANU membru corespondent al Academiei R.P.R., prof. dr. IANOVICI V. membru corespondent al Academiei R.P.R., Laureat al Premiului de Stat ; ing. KISS A. ; ing. ROMAN P. ; ing. ȘERBAN A. ; prof. ing. VANCI GH., candidat în științe ing. VLAD P.

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT
1883

Pregătirea şi organizarea lucrărilor de inventariere şi reevaluare a fondurilor fixe

Ing. MATYAS EUGEN
adjunct al ministrului
minelor şi energiei electrice

Mijloacele materiale şi băneşti ale întreprinderilor socialiste, folosite în procesul producţiei materiale, formează fondurile acestor întreprinderi. În cadrul acestora, fondurile fixe deţin rolul hotărîtor în determinarea volumului şi proporţiilor producţiei.

Fondurile fixe sînt folosite în forma lor naturală pe parcursul a mai multor cicluri de producţie. Valoarea lor intră în cheltuielile de producţie sub forma cotelor de amortizare stabilite în funcţie de durata medie de folosire.

Nivelul sumelor ce se varsă anual drept amortizări şi se cuprind în preţul de cost al producţiei industriale depinde atît de valoarea de inventar a fondurilor fixe cît şi de mărimea cotelor de amortizare.

În decursul anilor, aceste două elemente de bază, sub influenţa directă a unor factori obiectivi, afectează în mod diferit nivelul preţului de cost şi provoacă deosebite greutăţi analizei economice şi în special analizei comparative între rezultatele întreprinderilor cu acelaşi profil.

Astfel, valoarea de inventar a fondurilor fixe este determinată de preţurile de cumpărare ale maşinilor, utilajelor, mijloacelor de transport, precum şi de valoarea de realizare a clădirilor şi construcţiilor. Pe măsura dezvoltării producţiei şi a specializării uzinelor constructoare de maşini, are loc o reducere a cheltuielilor sociale de producţie, ceea ce determină şi o reducere a preţului de vînzare al acestor produse. Reaşezarea preţurilor cu ridicata din anul 1962 la maşinile electrice şi la maşinile-unelte a demonstrat din plin acest fenomen. Se ajunge, astfel, la situaţii ca aceleaşi tipuri de utilaje, cu aceleaşi caracteristici tehnice, achiziţionate în perioade diferite, să fie înregistrate cu valori de inventar diferite.

În foarte multe cazuri, utilaje vechi figurează cu valori de inventar mai mari decît utilajele noi. Asemenea situaţii duc la un volum mare de cheltuieli pentru amortizare şi prin aceasta influenţează în mod negativ preţul de cost în întreprinderile respective. Mai mult chiar, nivelul preţului de cost în aceste întreprinderi creşte şi sub influenţa volumului mare de reparaţii curente şi revizii periodice pe care le necesită utilajele învechite şi cu uzură avansată.

Nivelul mult prea ridicat al valorilor unor asemenea utilaje, în cazul cînd acestea sînt disponibile în întreprinderi, îngreunează şi chiar împiedică efectuarea transferurilor la alte întreprinderi în care ar putea fi folosite. Întreprinderile evită întotdeauna primirea unor fonduri fixe pentru care urmează să suporte amortismente necorespunzătoare.

În acelaş timp normele de amortizare se învechesc şi ele şi devin după anumite perioade, de asemenea, necorespunzătoare. Aceste norme sînt stabilite în principal în funcţie de durata medie a fondurilor fixe.

Normele de amortizare actualmente în vigoare în ţara noastră au fost stabilite ţinînd seamă de structura pe care o aveau fondurile fixe în anii 1950—1952 şi de caracteristicile acelor fonduri fixe. În perioada care s-a scurs a avut loc o schimbare esenţială atît prin creşterea rapidă a volumului fondurilor fixe, cît şi prin apariţia unor tipuri noi, moderne, care au dus la schimbări calitative şi la schimbări în structura acestora.

De aceea, după scurgerea unei anumite perioade de timp, se impune stabilirea unor noi norme de amortizare care vor trebui să corespundă şi să reflecte schimbările cantitative şi calitative intervenite în economia naţională.

La stabilirea noilor norme de amortizare va trebui să se ţină seamă şi de ritmul rapid al progresului tehnic, care face necesară înlocuirea fără întîrziere a utilajelor învechite, a căror exploatare a devenit neeconomică, cu utilaje noi, la nivelul cel mai ridicat al tehnicii mondiale. Aceasta presupune că la elaborarea noilor norme de amortizare trebuie să se ţină seamă, în anumite limite, şi de efectele uzurii morale asupra duratelor medii de serviciu ale fondurilor fixe.

Recenta reaşezare a preţurilor cu ridicata pentru produsele industriei noastre, în vigoare de la 1 ianuarie 1963, a creat condiţiile necesare pentru realizarea unei reevaluări generale a fondurilor fixe.

H.C.M. nr. 116 din 5 martie 1963 a trasat sarcinile generale organizatorice pentru inventarierea şi reevaluarea fondurilor fixe din economia naţională şi elaborarea propunerilor pentru noile norme de amortizare. Această inventariere şi reevaluare a fondurilor fixe, pe baze ştiinţifice şi unitare, va permite cunoaşterea volumului şi structurii fondurilor fixe în folosinţa întreprinderilor şi va asigura condiţii mai bune pentru îmbunătăţirea planificării şi urmărirea reproducţiei acestora, a reparării lor capitale, modernizării şi reînnoirii lor continue.

Acţiunea, în totalitatea ei, cuprinde etapa de pregătire la nivelul ministerelor şi organelor centrale, etapa de inventariere şi reevaluare propriu-zisă, care urmează să se desfăşoare în întreprinderi şi unităţi bugetare, şi etapa de prezentare şi prelucrare a rezultatelor prin centralizare de la întreprinderi pînă la nivelul economiei naționale.

Lucrările efectuate în cadrul etapei de pregătire, care au ajuns în fază finală, au urmărit atît realizarea documentației tehnico-economice necesare efectuării inventarierii și reevaluării fondurilor fixe, cît și crearea condițiilor optime pentru ca efectuarea tuturor operațiilor să aibă loc după o metodologie unitară și în cadrul termenelor stabilite.

Una dintre cele mai importante lucrări din punct de vedere teoretic și practic din cadrul acestei prime etape este „Clasificarea fondurilor fixe din economia națională".

Această lucrare, realizată printr-o largă colaborare a tuturor ministerelor și organelor centrale, prezintă într-o formă sistematizată totalitatea fondurilor fixe din întreprinderile și unitățile economiei noastre naționale.

O astfel de lucrare apare pentru prima oară în țara noastră. Ea conține indicații și exemplificări pentru definirea, stabilirea și delimitarea obiectului de evidență. Această problemă este deosebit de importantă și dificilă. Dificultățile cele mai mari constau în imposibilitatea stabilirii categorice — în toate cazurile — a obiectului de evidență. Aceasta se datorește faptului că unele obiecte au roluri diferite în procesul de producție.

Astfel, aceleași utilaje pot fi considerate și tratate în unele cazuri ca obiecte singulare, avînd un rol bine determinat și independent de acțiunea altora, iar în alte cazuri ele se încadrează în utilaje complexe ca părți componente ale acestora. Clasificarea a căutat să rezolve majoritatea cazurilor generale și comune. Urmează ca, pe baza clasificării și a indicațiilor specifice ce se vor da, să rezolvăm și să prezentăm în mod unitar fondurile fixe specifice ramurilor coordonate de ministerul nostru.

Clasificarea ne va folosi la prezentarea rezultatelor inventarierii și reevaluării fondurilor fixe. Ea s-a întocmit pe schema unei clasificări zecimale, care urmează să prezinte categoriile de bază, grupele, ramurile economiei, obiectele cu aceeași destinație tehnologică și cu durate apropiate și alte elemente care au format criteriile de care s-a ținut seamă la sistematizarea materialului din conținut.

Pe prima treaptă a clasificării se prezintă la fel ca și în vechea clasificare cele 9 categorii de fonduri fixe.

Față de vechea împărțire a fondurilor fixe pe categorii, noua împărțire aduce unele completări și modificări de conținut.

Dezvoltarea clasificării merge în amănunt prezentînd obiectul de evidență în treptele ei analitice, începînd uneori de la treapta a 4-a pînă la treapta a 8-a sau a 9-a.

Treptele intermediare 2—6 (respectiv 7 sau 8) grupează fondurile fixe după caracteristicile lor principale.

Sub această formă, clasificarea fondurilor fixe va folosi exclusiv la sistematizarea rezultatelor ce se vor obține în operația de inventariere și reevaluare. Evidența contabilă va rămîne organizată pe baza clasificării prevăzute de Decretul nr. 555/1953.

O altă lucrare executată în etapa de pregătire este „Catalogul duratelor de serviciu normate ale fondurilor fixe".

Această lucrare indică duratele de serviciu normate pe grupe alcătuite din fonduri fixe care au aceeași destinație tehnologică și durate de serviciu aproximativ egale. Catalogul este sistematizat pe baza schemei de clasificare.

Acest catalog urmează să fie folosit în special la stabilirea uzurii fondurilor fixe cu ocazia inventarierii și reevaluării propriu-zise. De asemenea, catalogul duratelor de serviciu normate, precum și materialul documentar pe baza căruia s-a întocmit, va constitui punctul de plecare al analizei ce se va desfășura în vederea fundamentării normelor de amortizare.

Catalogul duratelor de serviciu normate s-a executat pe baza unor studii de amănunt a duratelor efective și preliminate a unor fonduri fixe individuale, considerate reprezentative pentru grupele din care fac parte. Materialul documentar, atît în ceea ce privește durata efectivă a fondurilor fixe casate în ultimii 10 ani cît și în ce privește durata preliminată a fondurilor fixe în funcțiune, s-a întocmit cu sprijinul direct al unor întreprinderi considerate de asemenea reprezentative prin profilul și înzestrarea lor tehnică.

Duratele s-au stabilit atît în funcție de efectele uzurii fizice cît și ale uzurii morale.

Materialul documentar constituit pentru această lucrare, în cadrul unităților noastre, a confirmat faptul că duratele de serviciu normate pentru clădirile energetice trebuie să fie mai mici decît duratele rezultate din considerarea uzurii fizice. Asupra acestor clădiri acționează în mod evident uzura morală, atît în mod direct, prin evoluția elementelor constructive, cît și indirect, ca urmare a modernizărilor (reducerea gabaritelor și introducerea unor procedee tehnologice avansate) suportate de echipamentele și instalațiile ce le adăpostesc.

Duratele de serviciu normate ale agregatelor energetice din centralele electrice s-au stabilit ținînd seamă de principalii factori care determină uzura fizică (temperatura, presiunea, coroziunea, vibrațiile etc.), de modificarea structurii materialelor determinată de agenții externi („îmbătrînirea" materialelor) și de creșterea deformațiilor permanente în dauna deformațiilor elastice.

În ramura minieră, o atenție deosebită s-a acordat construcțiilor speciale miniere. Pentru acestea, deși s-au stabilit durate normate în funcție de duratele efective medii pe tipuri de zăcăminte şi moduri de susţinere, totuşi acestea vor servi ca orientare numai pentru determinarea gradului de uzură a construcţiilor miniere în funcţiune.

Analiza ce se va face în vederea stabilirii normelor de amortizare pentru aceste fonduri fixe va fi axată însă pe durata construcţiilor miniere determinată de volumul rezervelor industriale şi capacitatea de exploatare.

Principiul de stabilire a duratelor de serviciu normate a construcţiilor speciale miniere (subterane şi de suprafaţă), în funcţie de volumul şi de durata de exploatare a rezervelor, îl considerăm cel mai nimerit în această perioadă de dezvoltare a industriei miniere. Acest principiu are avantajul că va stimula în mod special studiul aspectelor economice în faza de proiectare a minelor, va conduce la amortizarea integrală a fondurilor investite şi va crea condiţiile necesare pentru stabilirea în mod real a preţului de cost efectiv al produselor miniere.

Principalele instrumente cu ajutorul cărora se va efectua operaţia propriu-zisă de reevaluare sînt, însă, cataloagele cu valori de înlocuire. Întocmirea acestora a pretins cel mai mare efort din partea organelor elaboratoare. Un număr de aproximativ 60 mii de utilaje s-au cuprins într-un număr de 100 cataloage (unele din acestea avînd două sau mai multe volume). Numărul poziţiilor din cataloage este mai mare, deoarece din considerente de ordin practic unele utilaje complexe s-au prezentat cu valori distincte pentru toate părţile lor componente.

Separat de acestea s-au întocmit 35 de cataloage pentru reevaluarea clădirilor şi construcţiilor. Acestea, spre deosebire de cataloagele de utilaje, prezintă indicatori valorici pe unităţi de măsură specifice construcţiilor.

Ministerul nostru a coordonat elaborarea a 17 cataloage (11 de utilaje şi 6 de clădiri şi construcţii). Elaborarea acestora a avut loc în cadrul sau sub coordonarea institutelor de proiectare (ISPE, IPROMIN şi ISPH), cu concursul unor specialişti din minister şi din întreprinderile din Bucureşti.

Cele 17 cataloage cuprind marea majoritate a fondurilor fixe specifice ramurilor principale coordonate de ministerul nostru.

Toate cataloagele sînt însoţite de instrucţiuni specifice de aplicare, exemplificări şi indicaţii pentru corelări de preţuri pentru unele obiecte ce nu se vor găsi cuprinse în catalog. Indexul alfabetic al fiecărui catalog, precum şi indexul alfabetic general al utilajelor şi separat al clădirilor şi construcţiilor vor facilita operaţia de identificare a utilajelor ce se reevaluează.

Indexele cataloagelor sînt însoţite de codurile de clasificare, stabilindu-se astfel o corelare directă între cele două lucrări. Părţile componente ale unor fonduri fixe, care nu formează în nici un caz obiecte de evidenţă distincte, sînt uşor de recunoscut, deoarece n-au cod de clasificare.

Cataloagele, înainte de definitivare, au fost experimentate în cel puţin trei întreprinderi şi, în măsura în care s-a considerat necesar, s-au îmbunătăţit prin completări, precizări, detalieri etc.

Considerăm că în forma lor finală aceste cataloage vor putea fi folosite cu succes în operaţia de reevaluare a fondurilor fixe.

O dată cu terminarea acestor lucrări, se consideră terminată prima etapă a acţiunii. Elaborarea normelor de amortizare urmează să aibă loc concomitent cu desfăşurarea etapelor următoare şi să închidă în final întreaga acţiune.

Etapa a doua, care începe la 1 octombrie 1964, cuprinde inventarierea şi reevaluarea propriu-zisă şi se va desfăşura în întreprinderile şi unităţile care folosesc fonduri fixe.

Desigur că această etapă va fi pregătită din timp şi în mod deosebit. În întreprinderi se vor constitui comisii operative şi colective de lucru care vor primi întreg materialul documentar şi vor fi instruite în mod corespunzător.

În vederea executării lucrărilor în mod corect şi potrivit indicaţiilor din materialul documentar elaborat în perioada de pregătire, grupe de specialişti din organele centrale se vor deplasa la sediul regiunilor şi vor îndruma direct organele din întreprinderi şi unităţi bugetare. Separat de aceasta, ministerele şi organele centrale economice vor organiza grupe de îndrumare permanentă pentru problemele specifice ramurilor coordonate de acestea.

O problemă deosebit de importantă, asupra căreia trebuie să se îndrepte toată atenţia organelor de inventariere şi reevaluare, este formarea şi delimitarea obiectelor de evidenţă. În prezent, această problemă este rezolvată diferit în întreprinderile noastre. Deşi s-au dat indicaţii metodologice şi precizări de detaliu, se constată o diversitate mare de soluţii, dezmembrări de utilaje pe părţi componente, ca şi cumulări nejustificate de utilaje în instalaţii complexe.

Trebuie depuse eforturi atît din partea organelor din întreprinderi cît şi din partea organelor din minister, pentru a se ajunge la rezolvări unitare pe ramuri de producţie. Esenţial trebuie considerată în primul rînd necesitatea uniformizării soluţiilor pentru toate întreprinderile din aceeaşi ramură şi în al doilea rînd aprecierile de ordin tehnic, logic etc., care pot fi relative şi discutabile.

O altă problemă care apare deosebit de importantă pentru întreprinderile noastre, şi care în acelaşi timp prezintă multiple dificultăţi de ordin practic, este operaţia de inventariere propriu-zisă. Această operaţie — în special pentru fondurile fixe specifice unităţilor noastre (linii de joasă şi înaltă tensiune, galerii miniere, cabluri, conducte etc.) — pretinde un mare număr de măsurători (lungimi şi grosimi de conductoare, profile de galerii etc.). Aceste măsurători vor cere timp îndelungat, minuţiozitate şi atenţie. Pentru desfăşurarea în condiţii optime a acestor măsurători este indicat să se folosească din plin luna octombrie pentru toate obiectele situate în aer liber, pe distanţe mari şi prin locuri greu accesibile. Operaţia de inventariere propriu-zisă urmează să stabilească cît se poate de exact totalul obiectelor din categoria fondurilor fixe, minusurile şi plusurile faţă de evidenţa actuală.

A treia etapă şi ultima din această acţiune este centralizarea rezultatelor. Această centralizare se va face cu ajutorul unor dări de seamă special întocmite, care vor prezenta totalul fondurilor fixe pe schema clasificării şi în paralel valorile de inventar şi valorile de înlocuire stabilite prin operaţia de reevaluare. Operaţia de centralizare va fi însoţită de verificări succesive ca să se elimine eventualele erori comise pe parcursul lucrărilor. Lucrările executate fără atenţia cuvenită vor fi refăcute în urma verificărilor organelor regionale sau centrale.

Am prezentat în cele de mai sus cîteva aspecte ale acţiunii privind inventarierea şi reevaluarea fondurilor fixe. Importanţa acesteia este deosebit de mare şi va avea multiple efecte asupra activităţii noastre economice. Volumul fondurilor fixe în toate ramurile coordonate de ministerul nostru este într-o continuă creştere. Astfel, în ramura industriei miniere în perioada 1948—1963, volumul fondurilor fixe a crescut de 4,6 ori, iar în ramura energiei electrice numai în perioada 1955—1963 a crescut de circa 3 ori. Amortizarea acestor fonduri fixe are o pondere însemnată, reprezentînd în ramura minieră circa 20%, iar în ramura energetică peste 30% din totalul preţului de cost.

Ţinînd seamă de aceste considerente, apreciem că lucrările de inventariere şi reevaluare a fondurilor fixe trebuie să fie efectuate cu tot simţul de răspundere pentru a putea prezenta cu exactitate situaţia reală din întreprinderi.

În general, lucrările vor cere eforturi din partea colectivelor de tehnicieni, economişti şi contabili din întreprinderi şi din organele centrale. Cu cît vor fi însă antrenate mai multe organe competente, cu cît se vor organiza mai bine lucrările şi în măsura în care organele de conducere ale întreprinderilor se vor preocupa mai îndeaproape de mersul şi desfăşurarea lucrărilor, cu atît vom reuşi să satisfacem mai uşor şi în condiţii mai bune sarcinile ce ne revin.

Îmbunătăţirea indicilor de calitate în exploatarea zăcămintelor de minereuri, prin organizarea judicioasă a alegerii sterilului din masa minieră

Ing. *GH. DOBRE*,
candidat în ştiinţe tehnice

O dată cu sarcinile privind creşterea extracţiei de minereuri, o problemă de importanţă deosebită este continua îmbunătăţire a calităţii minereurilor produse.

Directivele Comitetului Central al P.M.R., privind criteriile principale ale întrecerii socialiste, pun ca sarcină de bază problema calităţii produselor în toate ramurile economiei naţionale.

În industria extractivă a minereurilor feroase şi neferoase, Directivele C.C. al P.M.R. prevăd creşterea calităţii producţiei de minereuri prin ridicarea conţinutului de metal peste nivelul planificat, în care scop se va urmări reducerea gradului de diluţie a minereurilor faţă de normele admisibile şi reducerea pierderilor de metal în procesele de exploatare şi preparare.

Calitatea minereului este indicele care trebuie urmărit şi îmbunătăţit în toată desfăşurarea procesului tehnologic de exploatare şi preparare.

Sînt cazuri cînd prin aplicarea unor metode de exploatare, şi în general a unor procese tehnologice neadecvate, conţinutul de metal în minereul extras, scade mult sub conţinutul rezervelor care au stat la baza proiectului de exploatare şi de valorificare a zăcămîntului. Scăderea conţinutului de metal în minereul extras, ca urmare a unei diluţii exagerate, în unele cazuri este atît de mare încît se pune sub semn de întrebare chiar rentabilitatea valorificării zăcămintelor respective.

Dimpotrivă, prin aplicarea tehnologiei de exploatare corespunzătoare, conţinutul de metal în minereul extras poate fi ridicat în mod simţitor, iar exploatarea zăcămintelor chiar cu un conţinut scăzut poate deveni rentabilă.

O atenţie deosebită în urmărirea calităţii minereurilor trebuie acordată mai ales exploatării zăcămintelor filoniene, a căror grosime este sub limita lărgimii normale de lucru în abataje, sau în cazul unor zăcăminte de grosime mai mare, însă cu incluziuni de steril. O sursă importantă de diluţie o reprezintă şi rocile înconjurătoare fisurate, care în timpul exploatării se desprind uşor diluînd astfel minereul extras.

Oricare ar fi provenienţa sterilului în minereul extras, îndepărtarea lui maximă, înainte de preparare, are o importanţă economică deosebit de mare. Sterilul amestecat cu minereul ocupă inutil capacitatea de transport şi capacitatea uzinelor de preparare, antrenînd astfel cheltuieli suplimentare. Ca o consecinţă, sterilul inclus în minereu are ca efect limitarea producţiei de metale în concentrate, cît şi un preţ de cost ridicat al acestora.

Pentru rezolvarea problemei îndepărtării unei cantităţi cît mai mari de steril din minereu, în practica mineritului mondial se utilizează :

— alegerea sterilului din minereu în instalaţii mecanizate, în subteran sau la suprafaţă ;

— aplicarea unor metode de exploatare selective ;

— preconcentrarea în medii dense.

Aplicarea procedeelor de preconcentrare a minereurilor, înainte de concentrarea lor în instalaţiile de preparare, în afară de faptul că elimină o parte însemnată din steril, prezintă şi avantajul că permite folosirea unor metode de exploatare de mare productivitate caracterizate în general prin diluţii ridicate.

În exploatarea zăcămintelor de minereuri din ţara noastră, îndepărtarea sterilului se face prin mai multe procedee : alegerea manuală în subteran, în diferite locuri de muncă (abataj, punctele de încărcare-descărcare etc.), alegerea pe mese sau benzi şi prin instalaţiile de zeţaj, la suprafaţă.

Îndepărtarea manuală a sterilului din minereu în subteran se face în condiţii necorespunzătoare, din care cauză calitatea minereului care alimentează uzinele de preparare este în general sub posibilităţile reale.

O măsură eficientă, care trebuie să fie luată în considerare în vederea ridicării calităţii, respectiv creşterii conţinutului de metal în minereu, este organizarea şi dezvoltarea pe toate căile a alegerii sterilului din minereu în instalaţii mecanizate. Această măsură trebuie să facă parte din fluxul tehnologic de valorificare a zăcămintelor prin studierea și adaptarea ei în cadrul proiectelor de exploatare.

După datele practice și din literatura tehnică de specialitate, rezultă că volumul de steril ce poate fi ales din masa de minereu este de circa 5—8% la alegerea în subteran, în frontul de lucru și de circa 30—40% la alegerea în instalații mecanizate. Ca urmare a alegerii sterilului, conținutul de metal poate crește cu 8,5% pînă la 21% și chiar mai mult [1]. Dimpotrivă, cînd la exploatarea zăcămintelor cu importante cantități de steril alegerea acestuia este neglijată, conținutul de metal în minereul extras poate să scadă sub limita rentabilă de valorificare, deși conținutul inițial al rezervelor a fost peste această limită.

O alegere eficientă are drept rezultat creșterea calității minereurilor, a capacității de transport pe puțuri și galerii, a capacității de prelucrare a uzinelor, reducerea uzurii instalației și a consumului de reactivi. Se creează posibilitatea alimentării uzinei cu minereu avînd un conținut mai ridicat și omogen, ceea ce permite conducerea optimă a procesului de preparare avînd drept rezultat reducerea pierderilor și creșterea producției de metal.

În practica mineritului sînt cazuri cînd după alegerea sterilului în instalații mecanizate, amplasate în subteran, se mai face o alegere la suprafață, după prima concasare a minereului. Aceasta duce la o îndepărtare suplimentară a sterilului de pînă la 10% din volumul minereului concasat și la o creștere corespunzătoare a conținutului.

Toate acestea duc în mod sigur la creșterea calității concentratelor, la productivitate înaltă și la reducerea prețului de cost al metalelor. Ca urmare a efectului pozitiv asupra calității minereului, alegerea sterilului se organizează chiar la minele cu capacitate mare de producție, iar părerea că în astfel de cazuri operația de alegere ar duce la încetinirea ritmului de exploatare, trebuie considerată greșită. Dimpotrivă, cu cît producția de minereu este mai mare, cu atît efectul economic final al alegerii sterilului din minereu este mai mare. Considerăm de asemenea nejustificată părerea unor specialiști că mărirea sarcinilor de producție de minereu împiedică buna desfășurare a operației de alegere a sterilului din minereu.

Oricare ar fi procedeul de alegere, aplicarea lui corectă nu poate să ducă decît la o bună eficiență economică. Investițiile și cheltuielile de alegere sînt pe deplin compensate de rezultatele economice obținute, care sînt cu atît mai mari cu cît organizarea acestei simple și elementare operații este mai judicios făcută.

În practica mineritului, alegerea sterilului din minereuri se face în general prin următoarele procedee :

I. Alegerea manuală a sterilului în subteran, la fronturile de lucru

Acest procedeu de alegere are dezavantajele sale cunoscute. De regulă, în cazul unei astfel de alegeri, cantitatea de steril ales variază între 5—8%, ceea ce reprezintă foarte puțin în comparație cu cantitatea de steril inclus în masa de minereu, mai ales în cazul exploatării filoanelor subțiri și foarte subțiri. Rareori aceste limite sînt depășite.

Sînt cazuri cînd, din dorința de a intensifica lucrările de exploatare, se utilizează o rețea deasă de găuri de mină și deci o cantitate exagerată de exploziv care, fărămițînd minereul și roca înconjurătoare, face practic imposibilă alegerea.

În lucrările miniere de deschidere și pregătire în zăcămînt, alegerea sterilului practic nu se face.

Din cauza condițiilor specifice din subteran (iluminat necorespunzător, lipsă de control etc.), au loc pierderile de metal în sterilul ales, pagubele putînd fi importante mai ales în cazul unei mineralizații unde metalul apare în stare liberă.

Toate acestea au drept urmare scăderea conținutului de metal în minereu, atrăgînd după sine scăderea calității producției, a productivității valorice și creșterea prețului de cost al metalului.

II. Alegerea sterilului la suprafață, în instalații mecanizate

După ce minereul este concasat și ciuruit, bucățile mai mari trec pe un sistem de benzi unde sterilul este ales manual. Se alege de obicei acel material care intervine în cantitate mai mică pe banda de alegere.

În unele întreprinderi care exploatează minereuri cu proprietăți magnetice, alegerea sterilului este completată cu un sistem de separatori magnetici. Așa de exemplu, în exploatarea zăcămintelor filoniene de nichel și cobalt de la Nittis-Kumujie (U.R.S.S.) alegerea sterilului la suprafață se face cu ajutorul unui sistem de benzi și a separatorului magnetic, permițînd astfel eliminarea unei cantități de circa 40% steril din minereul extras [2].

Avantajele organizării alegerii sterilului la suprafață într-o instalație mecanizată, față de alegerea manuală la locul de muncă în subteran, constau în posibilitatea obținerii unor rezultate superioare. Organizarea alegerii la suprafață nu depinde de metoda de exploatare aplicată în subteran. Dezavantajul constă în faptul că puțul de extracție și în general căile de transport sînt ocupate suplimentar cu transportul unei cantități însemnate de steril inclus în minereul extras, ceea ce duce la cheltuieli suplimentare etc.

III. Alegerea în subteran, în instalații mecanizate

În ultimii ani, în exploatarea zăcămintelor filoniene de grosime mică se aplică, cu mult succes, alegerea sterilului în instalații mecanizate din subteran. O astfel de instalație mecanizată de alegere a sterilului a fost realizată la una din exploatările zăcămintelor de metale prețioase din Uniunea Sovietică [3]. Zăcămîntul constă din mai multe filoane localizate în șisturi cuarțoase și diorite. Grosimea medie a filoanelor este de 0,28 m iar înclinarea lor variază între 80 și 90°. Atît minereul cît și roca înconjurătoare sînt tari. Se aplică metoda de exploatare cu înmagazinarea parțială. După evacuarea totală a minereului, panoul se rambleiază pentru a nu submina celelalte panouri în exploatare. Diluția minereului este în proporție de 50—60% și chiar mai mult. Lățimea frontului de abataj variază între 0,9 și 1,1 m.

Inițial, alegerea sterilului se făcea într-o instalație mecanizată la suprafață. Roca sterilă, rezultată după alegere, era transportată din nou în subteran pentru a fi utilizată ca material de rambleiere. În felul acesta puțul era încărcat la refuz, iar ponderea cheltuielilor de transport în prețul de cost era ridicată. Astfel, s-a ajuns la ideea organizării în subteran a instalației de alegere.

Mutarea în subteran a instalației mecanizate de alegere a sterilului a avut ca efect eliminarea transportării la suprafață a unei mari cantități de steril, ceea ce a dus la creșterea capacității de transport a puțului și a galeriilor, la eliberarea unui număr important de vagonete pentru transport de minereu, simplificarea manipulării transportului la suprafață etc.

Locul de amplasare a instalației de alegere a sterilului în subteran s-a făcut ținînd seamă de dimensiunile sectoarelor de exploatare, de numărul panourilor active și de capacitatea anuală de producție a minei. În funcție de acestea, o astfel de instalație poate deservi un singur sau mai multe orizonturi.

La amplasarea instalației în subteran o atenție deosebită trebuie acordată schemei generale de transport a masei miniere, atît înainte, cît și după alegere.

Locul optim de amplasare a instalației mecanizate de alegere a sterilului în subteran este orizontul inferior, utilizînd în alimentarea ei căderea liberă a minereului.

La minele descrise mai sus instalația de alegere este amplasată la baza unui orizont, în apropierea puțului de extracție. Montarea instalației s-a făcut în partea superioară a galeriei de bază, în spațiul exploatat (fig. 1). Roca fiind de duritate mare, nu a necesitat o susținere specială.

Schema tehnologică, aparatele și indicii tehnico-economici. Masa minieră din orizonturile superioare este adusă prin rostogoale la orizontul inferior, unde este montată instalația de alegere a sterilului, apoi cu ajutorul vagonetelor se transportă la silozul de alimentare a instalației. Din siloz, cu ajutorul unei benzi, minereul

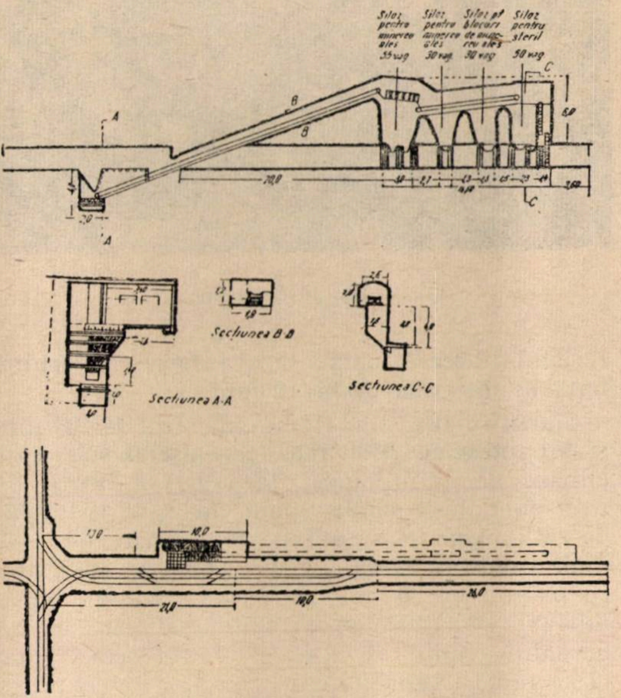

Siloz pentru minereu ales 35 vag
Siloz pentru minereu ales 30 vag
Siloz pt blocuri de minereu ales 30 vag
Siloz pentru steril 50 vag
A
B
C
Secțiunea B-B
Secțiunea A-A
Secțiunea C-C

Fig. 1. Instalație subterană pentru alegerea sterilului din minereu.

este transportat la un ciur rotativ, refuzul acestuia fiind trecut pe banda pentru alegerea manuală a sterilului.

Silozul de alimentare (fig. 2), prevăzut cu un grătar cu ochiuri de 200 x 200 mm, este așezat lateral sub nivelul galeriei de transport. Sub siloz se sapă un mic bazin de colectare a apelor. Masa minieră din siloz este transportată cu ajutorul unei benzi pînă la ciurul rotativ.

Banda de transport (fig. 3), lungă de 30 m și lată de 600 mm, este montată în partea superioară a galeriei principale de transport cu un capăt sub dispozitivul de alimentare al silozului. Înclinarea benzii este de 20° iar viteza de transport, 30 m/min. În funcție de abrazivitatea ma-

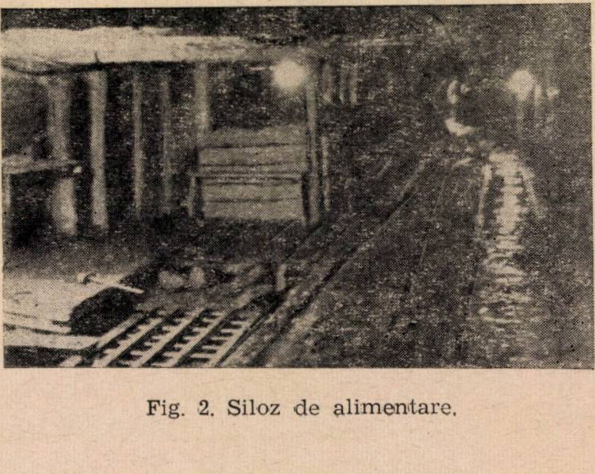


Fig. 2. Siloz de alimentare.

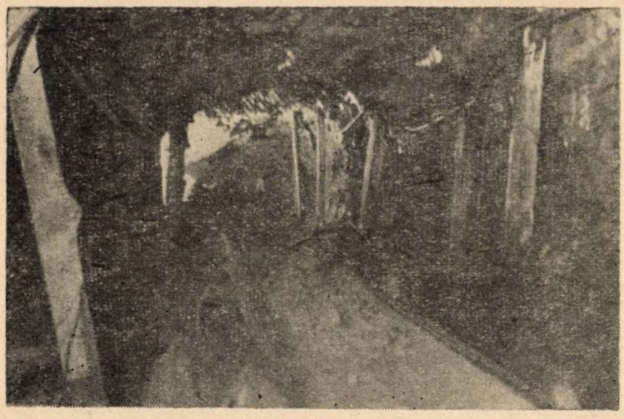


Fig. 3. Bandă de transport.

terialului această bandă de transport este schimbată la intervale de 8—10 luni.

Ciurul rotativ (fig. 4), cu diametrul de 700 mm și lungimea de 2 500 mm, este așezat sub o înclinare de 6° în partea terminală a benzii de transport ; este confecționat din bare (vergele) de oțel avînd o durată de funcționare de 6—8 luni. Confecționarea lui din tablă de 2—3 mm cu orificii de 30 mm nu a dat rezultate bune, întrucît, din cauza proprietăților abrazive a minereului, ciurul se uza în foarte scurt timp (1½ luni). Capacitatea proiectată a ciurului este de 125 t/schimb, efectiv s-a realizat mai mult.

Sub ciurul rotativ sînt prevăzute silozuri pentru minereul mărunt, clasa — 30 mm. Din aceste silozuri minereul este transportat la uzina de preparare. Refuzul ciurului rotativ, minereul și sterilul cu dimensiuni mai mari de 30 mm, este trecut pe banda de alegere, avînd o lungime de 12 m și lățimea de 400 mm (fig. 5). Aceasta este așezată într-o excavație săpată deasupra galeriei, în așa fel încît între bandă și galeria principală de transport să fie spațiu suficient pentru amplasarea silozurilor pentru minereul sortat și sterilul ales. Banda are o înclinare de 10° și o viteză de 12 m/min. Muncitorii care aleg sterilul, în număr de 6, sînt așezați într-un singur rînd, la distanța între ei de circa 1 m.

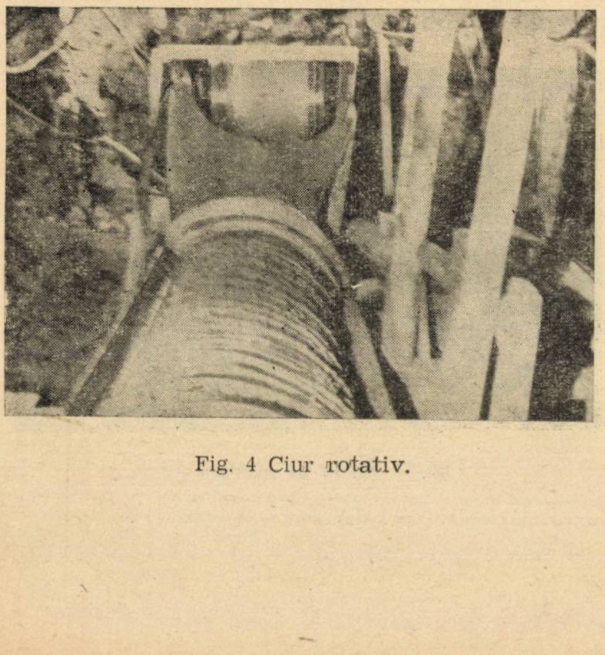


Fig. 4 Ciur rotativ.

Una din operațiile importante ale instalației de alegere este spălarea minereului (fig. 6), care se face înainte de alegerea sterilului, în imediata apropiere a ciurului rotativ, pe banda de alegere. Această operație elementară are mare importanță în eficacitatea și calitatea alegerii, mai ales la minereuri care se deosebesc greu de roca înconjurătoare. Spălarea minereului a fost încercată și în ciurul rotativ, dar rezultate mai bune s-au obținut la minereul de pe banda de alegere.

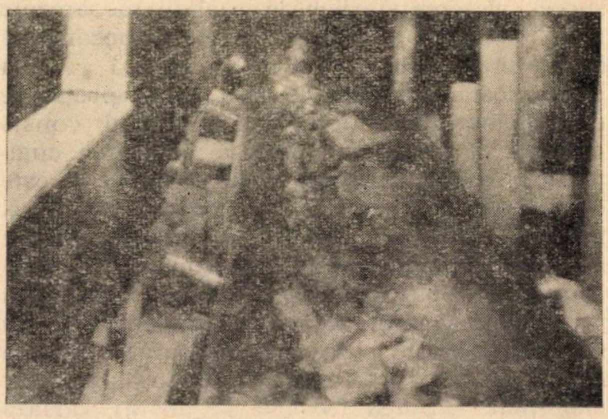


Fig. 5. Bandă de alegere.

Apa, după spălarea minereului, este colectată într-un bazin de decantare așezat în imediata apropiere a galeriei de bază, de unde nămolul cu un conținut ridicat de metal este transportat direct la uzina de preparare. Consumul de apă este aproximativ de 3 m³/h.

Iluminatul operației de alegere se face cu ajutorul unor becuri electrice de 300 W, așezate la 1,6 m deasupra benzii de alegere, distanța între becuri fiind de 3,5—4 m.

În afară de cei șase muncitori care aleg sterilul, instalația este deservită de un mecanic,

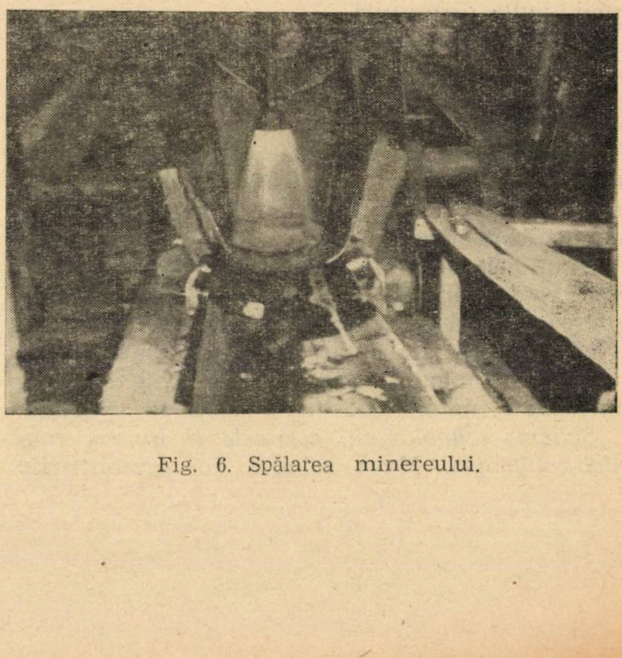


Fig. 6. Spălarea minereului.

un controlor de calitate și de un muncitor la dispozitivul de alimentare din siloz.

Controlul eficacității alegerii se face prin probarea operativă a sterilului, din 20 în 20 minute. La sfîrșitul schimbului, din probele luate se separă eventualele bucăți de minereu determinînd calitatea alegerii. Această operație se face și în timpul schimbului. Pierderile de minereu în sterilul ales nu depășesc 1,1—1,4%.

Consumul de energie electrică a instalației de alegere este de circa 15 kWh pe schimb.

Capacitatea instalației mecanizate de alegere este de 150—200 tone pe schimb, iar productivitatea unui muncitor, 18—20 tone pe schimb.

Avantajele organizării în subteran a instalației mecanizate pentru alegerea sterilului. Organizarea în subteran a unei instalații mecanizate pentru alegerea sterilului, în principiu nu se deosebește de o astfel de instalație organizată la suprafață. Instalația subterană are însă următoarele avantaje:

— se eliberează puțul de extracție de transportul unei cantități de steril (la mina menționată acesta era de peste 36%), crescînd în mod corespunzător capacitatea de transport a puțului, ceea ce în condițiile unei mine cu o producție mare, are un însemnat efect economic;

— se reduce la jumătate prețul de cost al transportului de rambleu prin eliminarea transportului la suprafață a sterilului ales;

— se elimină dificultățile cu întreținerea și funcționarea instalației de la suprafață în timpul iernii;

— rambleierea spațiului excavat se poate face cu mai mare intensitate avînd în vedere distanțele relativ mici de manipulare a materialului de rambleiat, obținut ca rezultat al alegerii.

Dezavantajele instalației subterane pentru alegerea sterilului. Instalația subterană are și unele dezavantaje, printre care cele mai importante sînt următoarele:

— necesitatea de a executa unele excavații, în cazul cînd metoda de exploatare aplicată nu permite montarea instalației în spațiul exploatat al unui panou;

— pe măsură ce exploatarea înaintează în adîncime, instalația trebuie mutată la noile orizonturi deschise și pregătite pentru exploatare;

— silozul de alimentare, avînd un volum limitat, nu permite întotdeauna funcționarea continuă a instalației, ceea ce micșorează capacitatea ei;

— iluminatul cu becuri obișnuite nu este cel mai corespunzător operației de alegere a sterilului.

Aceste dezavantaje pot fi remediate în bună parte, aducîndu-se o serie de îmbunătățiri în elementele constructive ale instalației.

Astfel, pentru a asigura o alimentare continuă cu minereu s-a prevăzut amenajarea unui suitor pînă la orizontul superior care să devină drept siloz de alimentare. În felul acesta, coeficientul de utilizare a instalației crește de la 0,7—0,8 la 0,90—0,95 (fig. 7).

Pentru a mări numărul panourilor deservite de o singură instalație s-a propus amenajarea unui alt suitor care să fie prevăzut cu un troliu și un mic schip, pentru transportul sterilului ales la orizontul superior. În felul acesta numărul panourilor deservite poate crește simțitor.

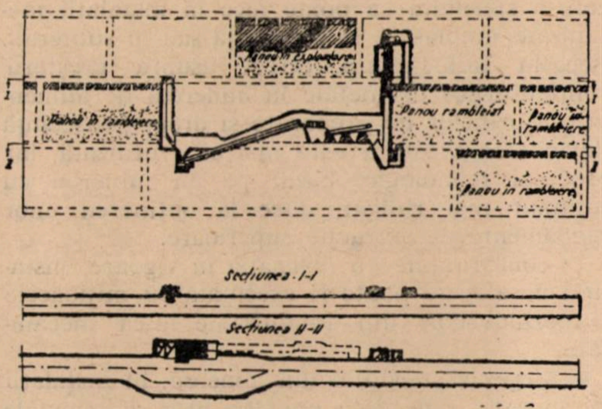


Fig. 7. Instalație subterană îmbunătățită pentru alegerea sterilului din minereu.

Este recomandabil, de asemenea, ca ciurul rotativ să aibă o lungime de 3,0—3,5 m.

Pentru a mări eficacitatea alegerii sterilului este indicată montarea unor becuri cu lumină fluorescentă, prevăzute cu un ecran opac, pentru a proteja ochii sortatorilor de efectul dăunător al luminii. În felul acesta se asigură o mai bună luminozitate, care va influența direct asupra calității alegerii.

Aceste măsuri vor duce la creșterea capacității instalației și posibilitatea deservirii mai multor orizonturi.

Concluzii

1. Avînd în vedere că în ultimii ani, în exploatarea zăcămintelor de minereuri din țara noastră, se constată o scădere a conținuturilor de metale și concomitent cu aceasta o însemnată creștere a cantității de steril în minereul de alimentare a uzinelor de preparare, extinderea măsurilor pentru alegerea sterilului din minereu, în vederea creșterii conținuturilor de metal și scăderii diluției, se impune ca o necesitate majoră.

Cantitatea de steril inclusă în minereurile neferoase și aurifere extrase variază în limite largi, ajungînd uneori pînă la 50—60%, în unele cazuri chiar mai mult. De aici rezultă că la minele noastre nu sînt aplicate cu perseverență o serie de măsuri bine cunoscute și nu sînt utilizate toate posibilitățile existente în scopul reducerii diluției minereului extras.

2. Alegerea manuală a sterilului din minereu în fronturile de lucru, în condițiile și specificul muncii din subteran, nu mai corespunde cu actualul ritm de dezvoltare al minelor, fiind în neconcordanţă cu gradul de mecanizare al diferitelor operaţii de abataj. Pe de altă parte, chiar dacă într-o oarecare măsură aceasta se face, cantitatea de steril ales este sub posibilităţile reale, iar lipsa de luminozitate şi imposibilitatea spălării minereului, în fronturile de lucru, duc la însemnate pierderi de metale.

3. Organizarea eficientă a operaţiilor de alegere a sterilului se poate face în instalaţii mecanizate, amplasate la suprafaţă sau în subteran. Aceasta influenţează direct asupra creşterii conţinuturilor de metale în minereul de alimentare a uzinelor de preparare şi drept consecinţă capacitatea acestora este mai bine utilizată, iar procesul tehnologic, bazat pe un minereu cu conţinut mai ridicat, duce la obţinerea unor randamente de extracţie superioare.

În conformitate cu legislaţia în vigoare, instalaţia de alegere poate fi executată cu mijloacele întreprinderilor, din fonduri de mică mecanizare.

4. Alegerea sterilului din minereu, în instalaţii mecanizate, simplifică operaţia alegerii manuale în abataje şi permite aplicarea unor metode de exploatare de înaltă productivitate, introducerea cărora este uneori condiţionată de posibilitatea de alegere a sterilului.

5. În cazul aplicării metodelor de exploatare cu rambleiere, este recomandabil ca alegerea sterilului să se facă în instalaţii mecanizate amplasate în subteran. În acest caz sterilul ales este utilizat ca material de rambleiere şi nu mai este transportat la suprafaţă, ceea ce în cazul unor exploatări miniere cu căi lungi de transport prezintă importante economii.

6. Operaţia de alegere a sterilului se impune ca o parte integrantă a procesului tehnologic de exploatare şi preparare a minereurilor şi este necesar a fi studiată pentru fiecare mină în parte.

De asemenea, considerăm necesar ca în studiile tehnico-economice, privind dezvoltarea şi sistematizarea exploatărilor miniere, cît şi intrarea în exploatare a zăcămintelor noi, problema alegerii sterilului să fie studiată ca una din metodele eficiente de reducere a diluţiei minereurilor şi de îmbunătăţire pe această cale a conţinuturilor de metale în minereurile extrase.

7. În cazul unor zăcăminte sau porţiuni din zăcămînt, care din cauza conţinutului scăzut de metale nu pot fi extrase rentabil, organizarea judicioasă a operaţiei de alegere a sterilului va permite valorificarea acestora într-o proporţie mai mare.

Din datele practice rezultă că cheltuielile privind construirea şi exploatarea instalaţiilor pentru alegerea sterilului sînt pe deplin justificate prin eficienţa lor economică.

8. Prin organizarea corespunzătoare a operaţiilor de alegere a sterilului în instalaţii mecanizate, la suprafaţă sau în subteran, se creează posibilitatea exercitării unui control riguros asupra calităţii minereului pe locuri de muncă (echipe) şi, legat de aceasta, se pot determina în mod real formele de salarizare cele mai adecvate pentru cointeresarea materială a echipelor de muncitori şi a întregului personal tehnico-ingineresc în producerea minereului cu o diluţie cît mai redusă.

★

Concomitent cu o eficientă alegere a sterilului din minereu, în munca pentru reducerea cantităţii de steril şi îmbunătăţirea conţinuturilor de metale în minereurile extrase, trebuie utilizat întregul complex de măsuri practice care în ansamblul lor reprezintă calea sigură de îmbunătăţire a calităţii minereului produs.

Astfel, lucrările de perforare-împuşcare trebuie aplicate în strictă concordanţă cu caracteristicile fizico-mecanice ale minereului şi rocilor înconjurătoare. În acest sens, amplasarea corectă a găurilor de mină, perforarea acestora cu diametru mic (sub 40 mm) şi în conformitate cu aceasta, utilizarea corespunzătoare a explozivilor etc. influenţează direct asupra calităţii minereurilor extrase.

O altă măsură eficientă este aplicarea în toate cazurile, unde condiţiile geologico-miniere permit, a exploatării selective care dă posibilitatea obţinerii unui minereu cu conţinut de metal ridicat.

În cazul aplicării metodelor de exploatare cu înmagazinarea minereului, unde practic sortarea acestuia în abataje nu se poate face, extinderea susţinerii cu tije metalice a pereţilor abatajelor, împiedică desprinderea blocurilor de rocă şi în consecinţă se reduce cantitatea de steril în minereul înmagazinat. La minele unde ponderea producţiei de minereu, obţinută prin metode cu înmagazinare este ridicată, aplicarea acestei măsuri ar da rezultate bune.

Considerăm, de asemenea, că în complexul de măsuri privind îmbunătăţirea calităţii minereurilor trebuie introdus un control riguros, pe locuri de muncă (echipe) şi o evidenţă strictă a surselor şi cantităţii de steril, care să permită posibilitatea luării celor mai adecvate măsuri de eliminare a acestuia.

BIBLIOGRAFIE

[1] Truşkov, N. S.: *Exploatarea zăcămintelor de minereuri*, 1947.

[2] Dobre, Gh.: *Analiza metodelor de exploatare la un grup de zăcăminte de minereuri din R.P.R.*

[3] *** Gornîi Jurnal, nr. 1/1954, p. 59. (lucrare de disertaţie), 1955.

[4] Rasienko, D. I. şi Rabinovici, V. I.: *Soverşenstvovat tehniki i tehnologhiu dobîci i razrabotki jilnîh mestorojdenii.* Gornîi jurnal, nr. 12, 1963.

[5] Nazarcik, A. F.: *Razubojivanie rudî pri razrabotke jilnîh mestorojdenii.* 1960.

Aspecte privind eficienţa economică a investiţiilor miniere în perioada 1944–1964

V. POP
dr. în ştiinţe economice

Industria minieră, care are ca sarcină principală asigurarea cu combustibil şi cu materii prime a industriei grele şi cu deosebire a ramurilor de importanţă hotărîtoare pentru progresul economiei naţionale — metalurgia şi construcţiile de maşini, energia electrică, chimia, materialele de construcţii — a primit în perioada de la naţionalizare fonduri de investiţii în valoare de peste 12,7 miliarde lei.

Aceste investiţii au avut ca scop sporirea rezervelor de substanţe minerale utile, dezvoltarea producţiei şi îmbunătăţirea sortimentelor, ridicarea nivelului tehnic şi organizatoric al activităţii miniere şi asigurarea unor condiţii mai bune de lucru şi de trai pentru muncitorii minieri.

Folosirea raţională a fondurilor de investiţii repartizate industriei miniere a constituit o preocupare de seamă încă din primii ani de la naţionalizare, accentuîndu-se în ultimii 10 ani, perioadă în care, în urma cunoaşterii mai bune a potenţialului de rezerve în fiecare bazin şi zăcămînt, precum şi a necesităţilor economiei naţionale pe perioade mai îndelungate, s-a putut trece la elaborarea unor studii şi planuri de dezvoltare raţională pe exploatări miniere şi pe bazine.

Grija pentru utilizarea eficientă a fondurilor de investiţii afectate industriei miniere a fost continuu sporită, cu atît mai mult cu cît, în condiţiile specifice acestei industrii, există o serie de factori care pot influenţa negativ asupra eficienţei economice a investiţiilor, astfel încît acţiunea lor trebuie să fie anihilată prin găsirea soluţiilor celor mai avantajoase pentru fiecare investiţie nouă. Într-adevăr, este bine cunoscut faptul că în industria minieră din toate ţările, activitatea de extracţie şi de preparare a substanţelor minerale utile reclamă un volum ridicat de investiţii, respectiv de fonduri fixe, acest volum fiind variabil de la zăcămînt la zăcămînt, în funcţie de condiţiile geologico-miniere (volumul rezervelor, forma, adîncimea, grosimea, regularitatea zăcămîntului, proprietăţile fizico-mecanice ale zăcămîntului şi ale rocilor înconjurătoare, caracteristici hidrogeologice), de nivelul tehnic şi de organizare, de gradul de izolare etc.

În condiţiile industriei miniere din ţara noastră raportul între valoarea fondurilor fixe şi valoarea producţiei marfă anuale, aferente, este de 1,5—2,5. Pe de altă parte, deşi industria minieră utilizează un număr mare de muncitori, totuşi fiecărui muncitor îi revine un volum ridicat de fonduri fixe, de ordinul a 70 000—100 000 lei, iar gradul de înzestrare a muncitorilor minieri cu mijloace fixe este în continuă creştere. Mai sînt de adăugat unele aspecte comune industriei miniere din toate ţările: durata medie de serviciu a mijloacelor fixe din ramurile miniere este mare, ritmul progresului tehnic în minerit este mai lent ca în ramurile-cheie ale industriei grele — construcţii de maşini, chimie, energie electrică. De asemenea, în industria minieră, pe lîngă investiţiile pentru crearea de noi capacităţi de producţie, sînt necesare importante şi permanente investiţii pentru menţinerea capacităţilor de producţie existente, iar durata de asimilare a noilor capacităţi de producţie este relativ lungă.

A fost necesar deci ca fondurile de investiţii destinate industriei miniere să fie îndreptate în primul rînd spre acţiunile şi obiectivele care să le asigure o eficienţă economică mai ridicată, iar realizarea de investiţii pentru obiective cu eficienţă redusă să se facă numai pentru materii prime minerale deficitare, care nu se pot aduce din import în condiţii economice acceptabile.

Liniile de urmat în folosirea fondurilor de investiţii repartizate industriei miniere au fost stabilite în diferite documente de partid şi de stat. Directivele Congresului al III-lea al P.M.R. reafirmă aceste linii, precizînd că pentru a atinge nivelele de producţie cerute, se vor dezvolta cu precădere şi la maximum capacităţile minelor existente care au posibilităţi să producă în condiţii economice, urmînd ca apoi să se pună în exploatare mine noi în bazinele care asigură o eficienţă mai ridicată investiţiilor. De asemenea, pentru instalaţiile de preparare a fost indicată mai întîi calea reutilării şi modernizării instalaţiilor existente, apoi dezvoltarea capacităţii acestora şi, în fine, construirea de noi instalaţii şi uzine. Pe aceeaşi linie se înscriu directivele privitoare la mecanizarea lucrărilor grele şi cu volum mare de muncă, valorificarea complexă şi superioară a minereurilor şi cărbunelui, utilizarea produselor miniere cît mai aproape de locul de producţie (centrale termoelectrice, uzine cocso-chimice, uzine cloro-sodice, uzine pentru prelucrarea metalurgică a concentratelor neferoase etc.), extinderea ori unde este posibil a exploatării la zi, concentrarea producţiei în mine mari, deschiderea de mine noi de capacităţi mari şi care aplică tehnica minieră cea mai avansată etc.

Efectele economice ale acestor căi de utilizare a investiţiilor sînt foarte importante. Astfel, dezvoltarea capacităţii de producţie a unei mine existente necesită un volum de investiţii de numai 50—75% din cele cerute de deschiderea unei mine noi, iar durata de asimilare a capacităţii de producţie este mult mai scurtă ; la fel deschizînd mine mari sau construind uzine de preparare de capacităţi mari, investiţia specifică este mai redusă cu 20—50%, productivitatea muncii este mai mare cu 50—100%, iar preţul de cost mai redus cu 20—40% decît în cazul minelor şi instalaţiilor de capacitate mică.

Mergînd pe aceste căi, dezvoltarea producţiei miniere s-a făcut în primul rînd prin amplificarea capacităţii minelor existente. Astfel, capacităţile minelor din Valea Jiului au fost amplificate de 1,4—3,4 ori, a minelor de lignit de 3,7—9,6 ori, a minelor de minereuri de fier de 10—11 ori, a minelor de minereuri neferoase de 5—10 ori, a salinelor de 3—10 ori, a exploatărilor de substanţe minerale nemetalifere de 4—14 ori.

Aceeaşi linie de dezvoltare s-a urmărit şi s-a realizat pentru instalaţiile de preparare, în perioada de la naţionalizare şi pînă în prezent recondiţionîndu-se şi majorîndu-se capacităţile uzinelor de preparare a cărbunilor de la Lupeni, Anina şi a celor de minereuri neferoase de la Baia Sprie, Săsar, Bălan, Baia de Arieş, Barza etc. La unele din aceste instalaţii capacităţile au fost majorate pînă la de 15 ori.

Pentru completarea capacităţilor de producţie la nivelul cerinţelor economiei naţionale au fost deschise 30 de mine noi şi au fost construite 33 instalaţii noi de preparare.

Pentru a obţine o eficienţă economică ridicată a investiţiilor miniere, caracterizată printr-o investiţie specifică redusă, durată scurtă de construcţie, productivitate ridicată a muncii, consumuri reduse de materiale deficitare, preţ de cost redus, producţie mărită etc., în perioada de la naţionalizare şi cu deosebire în ultimii ani, o atenţie deosebită s-a acordat elaborării de planuri de sistematizare cu orientare spre adoptarea soluţiilor celor mai avantajoase, spre însuşirea şi aplicarea noilor cuceriri ale ştiinţei şi tehnicii, atît în activitatea de construire a minelor, cît şi în cea de exploatare, folosind cît mai bine condiţiile naturale ale zăcămintelor noastre.

În ultimii ani au fost introduse metode matematice moderne pentru determinarea capacităţii optime de producţie a minelor, dimensionarea optimă a cîmpurilor miniere, stabilirea zonelor optime de desfacere a producţiei ş.a.

Pe aceste căi în industria minieră s-au obţinut importante succese în utilizarea eficientă a investiţiilor.

Astfel, eficienţa investiţiilor repartizate industriei miniere este exprimată prin creşterea mare a rezervelor (de 13,8 ori la cărbune, de 12 ori la minereuri de fier şi complexe, de 90 ori la minereurile cuprifere — în perioada 1951—1963), creşterea accentuată a producţiei (de 3,5 ori la cărbune, de 4,6 ori la sare, de 11 ori la minereuri de fier, de 17 ori la minereuri neferoase şi la substanţe nemetalifere — în perioada 1948—1963), creşterea în aceeaşi perioadă în proporţie de 194% a productivităţii muncii, îmbunătăţirea sortimentelor şi calităţii produselor, contribuţia adusă la ridicarea unor regiuni rămase în urmă (Maramureş, Oltenia, Crişana, Dobrogea etc.), reducerea sau suprimarea unor importuri cu economisirea corespunzătoare de valută etc.

Eficienţa economică a investiţiilor atribuite ramurilor şi sectoarelor miniere mai poate fi exprimată prin următorii indicatori sintetici ai întregii industrii miniere:

	1948	1963
— producţia globală	100	560
— fonduri fixe	100	460
— număr mediu scriptic de muncitori	100	290

Rezultă că gradul de înzestrare a muncitorilor cu fonduri fixe a crescut cu 35%, producţia globală ce revine pentru 1 leu investit a fost sporită cu 40%, iar productivitatea muncii a crescut cu 94%.

Urmărind eficienţa economică a investiţiilor la cîteva obiective mai importante, realizate în această perioadă sau aflate în fază avansată de construcţie, se pot desprinde de asemenea o serie de aspecte pozitive. Obiectivele analizate sînt în general mine şi uzine de preparare de mare capacitate, realizate la un nivel tehnic ridicat, care asigură un salt calitativ în activitatea industriei miniere.

1. Minele noi de lignit din bazinul Motrului— Horăşti, Leurda şi Ploştina — din care mina Horăşti a intrat în funcţiune în anul 1963, iar celelalte două vor da prima producţie în acest an — prin soluţiile simple de deschidere, gradul înaintat de mecanizare a lucrărilor miniere, prin metodele de exploatare aplicate, asigură o eficienţă ridicată investiţiilor, concretizată într-o investiţie specifică cu 50% mai

redusă ca în cazul altor mine de lignit mai vechi, o productivitate a muncii cu 90—120% mai ridicată ca cea medie obținută în anul 1963 la minele de lignit existente, un preț de cost cu 45% mai redus ca cel mediu realizat în 1963 la minele de lignit și comparabil cu prețul mediu realizat la minele de lignit din alte țări. Economia anuală la preț de cost permite o recuperare a investiției totale într-un termen scurt (3—4 ani).

2. Carierele noi de lignit de la Rovinari, proiectate pentru o capacitate de 4 mil. tone pe an, vor avea o dotare cu utilaje moderne, de mare capacitate și cu funcționare continuă (excavatoare cu roată cu cupă, transport pe benzi). Deși aceste cariere vor suporta o parte importantă din investiția necesară pentru construirea unui baraj pe Jiu și pentru alte lucrări hidrotehnice, ele vor avea totuși o investiție specifică redusă. Carierele noi vor atinge capacitatea finală de producție în 3—4 ani. În activitatea de exploatare productivitatea muncii va fi de peste 8 ori mai ridicată ca la minele de lignit existente, prețul de cost al lignitului extras va fi de numai 40% față de cel mediu realizat în anul 1963 de minele de lignit.

Prețul de cost redus al lignitului de la Rovinari și din bazinul Motrului, precum și capacitatea mare și tehnica avansată a noii centrale electrice de termoficare de la Ișalnița-Craiova vor permite să se producă energia electrică la un preț mai mic cu 50—60% față de cel al actualelor centrale electrice care funcționează cu lignit.

Economia anuală la preț de cost permite o recuperare a investiției în circa 2½ ani. Deosebit de aceasta, exploatarea lignitului prin cariere face posibilă, la atingerea capacității proiectate, o economie anuală de peste 100 mii m³ lemn de mină, care va fi destinat unei valorificări superioare în alte ramuri ale economiei naționale.

3. Uzina de preparare Coroești cu o capacitate de producție de peste 3 mil. tone pe an, avînd 3 linii tehnologice, din care una a intrat în producție în anul 1963, se realizează cu o investiție specifică redusă. Aplicînd procedee tehnologice noi — spălarea în mediu dens, sortarea în aparate de zețaj cu pulsații de aer comprimat, comenzi centralizate la tabloul dispecerului etc. — va avea un randament organic de 94%, o recuperare în cărbune spălat pentru cocs de 46% (față de 40,6% la Uzina de preparare Lupeni), va realiza o productivitate a muncii de peste două ori mai ridicată ca a uzinelor de preparare existente în Valea Jiului, va livra uzinelor cocso-chimice cărbune spălat pentru cocs la un conținut redus de cenușă (circa 8,2%), iar termocentralelor electrice — produse intermediare (mixte) cu un conținut de cenușă de circa 41% (față de 47% la Uzina de preparare Lupeni), ceea ce asigură importante efecte economice.

4. Cariera și Uzina de preparare a minereurilor de fier de la Căpuș. Zăcămîntul de minereu de fier de la Căpuș-Șatra a fost explorat în detaliu în anul 1961, iar deschiderea carierei și construirea uzinei de preparare au fost proiectate și realizate într-un termen record, și anume în 18 luni de la punerea în evidență a rezervelor. Extracția minereului se face în carieră, transportul se realizează cu camioane de mare capacitate, iar prepararea minereului constă, în principal, dintr-o deșlamare, prevăzîndu-se completarea în viitor cu o separare electromagnetică umedă în cîmp de mare intensitate. În carieră se va realiza o productivitate a muncii de 10 ori mai mare ca la exploatările de minereuri de fier în subteran. După realizarea flux complet prevăzut, se prevede că uzina de preparare va obține o extracție de metal în concentrat ridicată la un conținut de fier în concentrat de circa 48% și de SiO_2 — de circa 6%.

5. Uzina de preparare a minereului de fier Teliuc, formată din linii tehnologice de mare capacitate (1 000 tone pe zi) este concepută în întregime cu flux tehnologic, utilaje și grad de automatizare la nivelul tehnicii mondiale. Fluxul tehnologic complet constă din antezdrobire, separare în medii dense, prăjire magnetizantă în cuptoare rotative, separare magnetică, filtrare cu vacuum etc. În această uzină minereurile de fier de la Teliuc și Ghelar cu un conținut de fier de 27—30% vor fi concentrate la 53—55% Fe, iar conținutul de SiO_2 se reduce la circa 8%. Prelucrarea în furnale a acestui concentrat va mări productivitatea furnalelor cu circa 40% și va reduce cu circa 230 kg consumul de cocs pe tona de fontă. Economia de cocs se va ridica la peste 170 mii tone pe an. Considerînd o extracție medie de cocs din cărbunele spălat de 59% și o recuperare de 46% a cărbunelui spălat pentru cocs din cărbunele brut, cantității economisite anual îi corespunde o producție de cărbune brut de circa 650 mii tone pe an. Construirea unei asemenea mine și a unei instalații de preparare de aceeași capacitate ar necesita o investiție de circa 450 mil. lei. Economii importante se obțin și la construcția de furnale. Economia anuală ce se realizează la fabricarea fontei permite recuperarea întregii investiții necesare construirii Uzinei Teliuc în circa 5 ani.

6. Complexul minier de la Moldova Nouă, format din mină și uzină de preparare de mare capacitate, este actualmente în construcție. Exploatarea subterană se va realiza în principal prin metoda cu subetaje și găuri de mină adînci, asigurînd o productivitate ridicată a muncii. Uzina de preparare formată din linii de 500 tone pe zi, cu flux tehnologic și utilaje la nivelul tehnicii mondiale, cu automatizare și telecomandă va livra economiei naţionale importante cantităţi de concentrate de cupru şi de pirită.

Acest complex minier, după atingerea capacităţii finale, va avea o productivitate a muncii aproape dublă faţă de cea actuală a sectorului de minereuri cuprifere şi un preţ de cost redus aproape cu 50% faţă de cel mediu realizat de acelaşi sector, ceea ce permite ca investiţia făcută să se recupereze în mai puţin de 5 ani.

Metoda de exploatare aplicată va asigura o economie de lemn de mină de circa 70 mii m^3 pe an.

7. Introducerea exploatării sării prin sonde, cu dizolvare dirijată, la început la Salina Ocna Mureş şi extinsă apoi la Ocnele Mari şi Tg. Ocna, asigură o eficienţă ridicată investiţiilor; investiţia specifică este cu circa 15% mai redusă ca în cazul deschiderii masivului de sare şi exploatării lui cu metode clasice, iar preţul de cost reprezintă numai 40% faţă de cel al sării industriale solide. Metoda a fost extinsă la circa 55% din producţia totală de sare a ţării noastre, iar economia anuală la preţ de cost la nivelul de producţie din anul 1963 a fost de peste 20 mil. lei. Economia anuală la preţ de cost faţă de extracţia cu metode clasice permite recuperarea investiţiei în circa 4 ani.

8. Sînt de menţionat o serie de alte obiective miniere realizate sau în curs de construcţie, cum sînt: deschiderea minei Uricani, punerea în valoare a zăcămîntului de bauxită din Pădurea Craiului, construirea Complexului minier de la Leşul Ursului, reconstrucţia Salinei Ocna Dej, redeschiderea minei Vulcan, dezvoltarea capacităţilor de producţie la Lonea, Teliuc, Bălan, Baia Sprie, Cîmpulung, Aghireş şi alte exploatări, concentrarea producţiei la Comăneşti, Sălajul, Voivozi, construirea Uzinei de preparare de la Deva şi a Uzinei centrale de flotaţie de la Baia Mare, la care s-au realizat indicatori ridicaţi de eficienţă economică a investiţiilor. La fel, în cazul altor investiţii ca: funiculare, căi ferate, instalaţii de extracţii, silozuri de mare capacitate şi altele.

Merită să fie menţionate şi alte aspecte pozitive cum sînt reducerea la 40—45% a duratei şi a costului proiectării (faţă de anii 1950—1952), reducerea suprafeţelor construite, pe tona de substanţă preparată cu aproape 50% faţă de primele instalaţii realizate.

Faţă de importantele sarcini ce stau în faţa industriei miniere, a căror realizare necesită mari fonduri de investiţii, vor fi necesare noi eforturi pentru cheltuirea cît mai eficientă a acestora în viitor.

* * *

Utilizarea raţională a cablurilor la maşinile de extracţie minieră

Ing. N. MEREŢ
candidat în ştiinţe tehnice
şi ing. ST. NOVAC

În extracţie cablul constituie principalul organ de transport şi ridicat. La instalaţiile de extracţie cu un singur cablu, tobe sau roţi de fricţiune, extracţia greutăţilor mari de la adîncimi considerabile presupune mărirea diametrului cablului. Deci de calitatea şi dimensiunile cablului depinde mărimea şi greutatea celorlalte elemente ale instalaţiei de extracţie ca: turnul de extracţie, moleta de deviere, tobe şi altele.

În această direcţie, folosirea la minele de cărbuni şi minereuri a instalaţiilor de extracţie cu multicablu dă posibilitatea să se facă o serioasă economie a mijloacelor de bază privind construcţiile de suprafaţă ale minelor, micşorarea greutăţii şi a preţului de cost al maşinilor de extracţie şi mărirea securităţii în extracţia minieră.

Problema măririi durabilităţii cablului prin îmbunătăţirea calităţii lui şi a condiţiilor de exploatare, este actuală pentru industria noastră minieră, atît prin micşorarea consumului de cabluri şi al reducerii timpului neproductiv necesar schimbării cablurilor uzate la instalaţiile de extracţie şi măririi securităţii muncii, cît şi prin faptul că permite mărirea sarcinii utile la maşinile de extracţie minieră.

Îmbunătăţirea calităţii cablurilor se poate realiza prin îmbunătăţirea calităţii sîrmei şi prin îmbunătăţirea construcţiei şi preformării cablurilor.

Calitatea sîrmei pentru cabluri este caracterizată în standardele diferitelor ţări şi în normele de utilizare şi scoatere din uz a cablurilor, prin rezistenţa de rupere la tracţiune, numărul de îndoiri alternate pînă la rupere și numărul de răsuciri pînă la rupere. Caracteristici mecanice și tehnologice ridicate ale sîrmelor se obțin folosind un oțel cu compoziție chimică corespunzătoare, elaborat în mod îngrijit, cu fier vechi selecționat, fără aluminiu, turnat în lingouri de circa o tonă greutate [1]; este de preferat a se folosi numai treimea mijlocie a lingoului. Sîrma laminată trebuie trefilată cu o reducere totală corespunzătoare (70—80%) în funcție de conținutul în carbon al oțelului, după ce a fost tratată termic (patentată) spre a căpăta o structură bainitică, uniformă în lungul colacului. Filierele de trefilare trebuie să fie bine șlefuite și bine răcite cu apă în timpul trefilării, iar lubrifiantul folosit la trefilare trebuie să aibă punctul de topire la o temperatură apropiată de cea a filierei. Dacă se folosește adaos de MoS_2 în lubrifiantul de trefilare, răcirea filierelor nu mai are un rol atît de important, calitatea suprafeței sîrmei este mult superioară, ceea ce mărește rezistența la oboseală a sîrmei, iar rezistența la uzură prin frecare este mult sporită. Toate aceste efecte cumulate fac ca durabilitatea cablurilor, fabricate din sîrmă trefilată cu adaos de MoS_2, să crească cu peste 300% [2]. Disulfura de molibden se folosește și ca adaos în lubrifiantul pentru cabluri cu rezultate foarte bune.

În ceea ce privește construcția cablului, este deosebit de important ca fiecare sîrmă din toron să fie în contact cu toate sîrmele vecine [3]. Aceasta împiedică deformarea toronului, respectiv a cablului, în timpul exploatării și deci distrugerea sa prematură, iar dispersia valorilor reprezentînd durabilitatea cablurilor este relativ strînsă. Cablurile fabricate la noi în țară au o dispersie mare a valorii durabilității, în aceleași condiții de exploatare (durabilitatea cablurilor variază de la sub 6 luni, la peste 42 luni).

Structura compactă a toronului nu se poate însă realiza decît folosind sîrme fabricate cu abateri dimensionale foarte strînse.

În figura 1 sînt prezentate abaterile dimensionale limită din STAS 1298-59 în comparație cu cele din standardele străine. Standardul nostru pentru sîrma de cabluri prevede abaterile dimensionale limită cele mai largi, ceea ce influențează negativ calitatea și durabilitatea cablurilor.

Nu mai puțin important, pentru durabilitatea cablurilor, este starea de tensiune internă cu care rezultă cablul din fabricație. Reducerea tensiunilor interne la minimum se realizează prin preformarea toroanelor la fabricarea cablului. Prin preformare, toronul capătă o deformare permanentă în formă de elice, corespunzătoare formei pe care urmează să o aibă în cablu. Un cablu bine preformat nu are tendință de dezrăsucire, capătul cablului putînd fi lăsat dezlegat fără a se desface ca o mătură, iar sîrmele rupte din cablu nu se deplasează din poziția avută în momentul ruperii și nu distrug prin aceasta sîrmele din toroanele vecine (fig. 2). Din aceste motive durabilitatea cablurilor corect preformate este mai mare decît cea a cablurilor nepreformate (fig. 3).

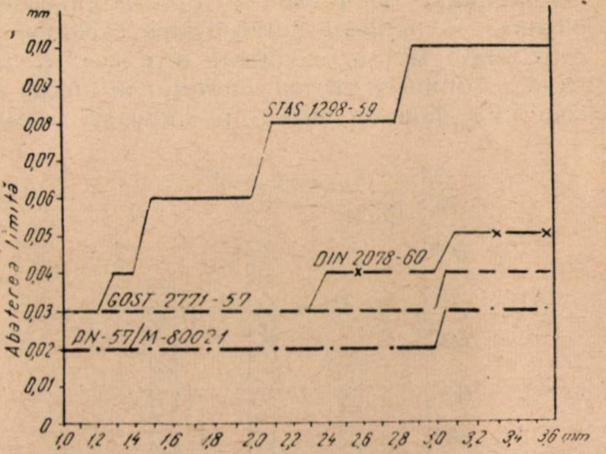


Fig. 1. Abaterile dimensionale limită din STAS 1298—59 în comparație cu cele din standardele străine.

Natura lubrifiantului folosit la ungerea cablului cît și la impregnarea inimii vegetale a cablului are, de asemenea, influență asupra durabilității cablurilor. Acești lubrifianți trebuie să fie aderenți la suprafața sîrmelor de oțel să aibă punct de picurare ridicat, să nu conțină acizi și să nu se oxideze în contact îndelungat cu aerul. La cablurile destinate instalațiilor de extracție cu roată de fricțiune, lubrifiantul folosit nu trebuie să coboare coeficientul de frecare, între cablu și căptușeala roții, sub limita admisibilă.

Cablurile unse cu lubrifianți corespunzători au o durabilitate sporită.

Durabilitatea cablurilor este puternic influențată și de condițiile de exploatare a lor. Îmbunătățirea condițiilor de exploatare a cablurilor a dus în unele țări [1] la o creștere simțitoare a durabilității lor.

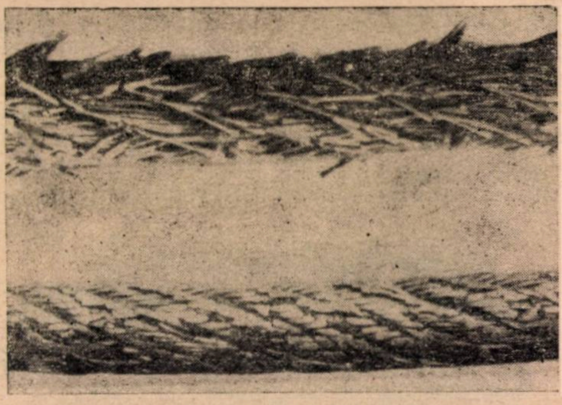


Fig. 2. Poziția sîrmelor rupte la un cablu nepreformat, în comparație cu cea a sîrmelor rupte la un cablu corect preformat.

Principalul factor care — în condiţii de exploatare — limitează durabilitatea cablurilor şi care poate fi uşor modificat este alegerea corectă a tipului şi mărimii cablului în funcţie de condiţiile date de lucru. În industria noastră minieră, la alegerea cablurilor se ia în considerare mai mult mărimea (diametrul) cablului şi mai puţin tipul constructiv al cablului. Aşa se explică faptul că în prezent în industria noastră minieră, şi în special în industria carboniferă, se mai folosesc încă la maşinile de extracţie cabluri de tip normal. Acesta este cel mai vechi tip de cablu şi conferă cea mai mică durabilitate în condiţiile de lucru existente la maşinile de extracţie.

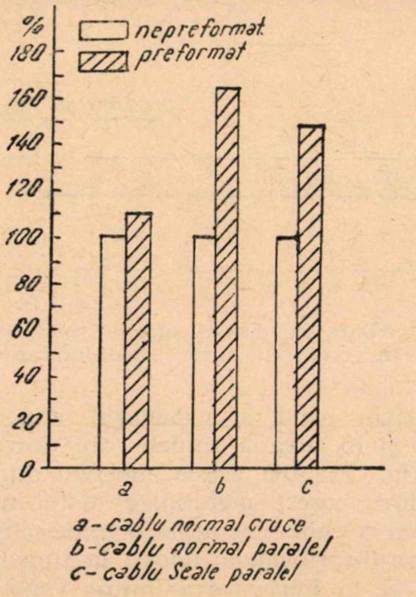


Fig. 3. Influenţa preformării corecte asupra durabilităţii cablurilor.

Din punct de vedere constructiv toate tipurile de cabluri deschise se împart în două grupe principale: grupa cablurilor cu contact punctiform al sîrmelor în toron şi grupa cablurilor cu contact liniar al sîrmelor în toron.

La cablurile cu contact punctiform, sîrmele din diferitele straturi ale toronului — avînd pasul de înfăşurare diferit — se ating reciproc în punctele de intersecţie (fig. 4). În aceste puncte se concentrează eforturile de solicitare a cablului şi prin frecare reciprocă se reduce secţiunea sîrmelor, producîndu-se ruperea lor prematură.

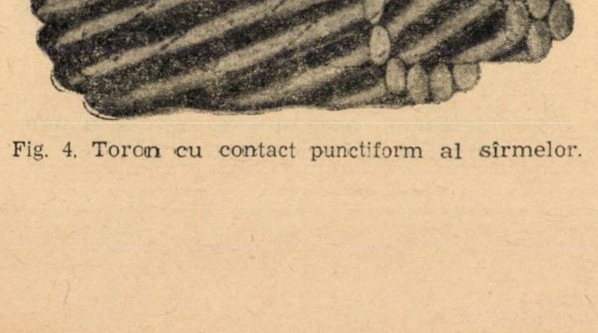


Fig. 4. Toron cu contact punctiform al sîrmelor.

Din această grupă fac parte cablurile cu toron rotund numite de tip normal, care datorită neajunsului arătat mai sus nu mai sînt folosite azi decît la solicitări simple de tracţiune. La solicitări complexe de întindere, încovoiere, sarcini dinamice şi îndoiri alternate, la care sîrmele din cablu au o mişcare relativă între ele, acest tip de cablu nu dă rezultate bune, în sensul că are o durabilitate nesatisfăcătoare.

La cablurile cu contact liniar, (fig. 5), sîrmele din diferitele straturi ale toronului — avînd acelaşi pas de înfăşurare — se ating reciproc în lungul generatoarelor de contact, de unde şi numele de „contact liniar". În acest fel eforturile de solicitare ale cablurilor nu se mai concentrează în puncte, ci se repartizează pe toată linia de contact, uzura sîrmelor prin frecare reciprocă fiind mult redusă.

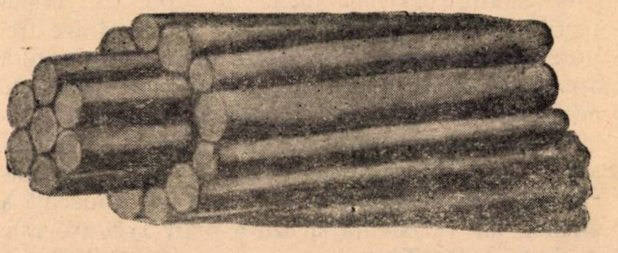


Fig. 5. Toron cu contact liniar al sîrmelor.

Această grupă de cabluri dă rezultate bune la solicitări complexe, de intindere, încovoiere, sarcini dinamice şi îndoiri alternate, în sensul că au o durabilitate mult sporită faţă de cea a cablurilor cu contact liniar (fig. 6). Aceasta a determinat o largă utilizare a acestor cabluri — în ţările cu industrie dezvoltată — la maşini de ridicat în general şi la maşinile de extracţie

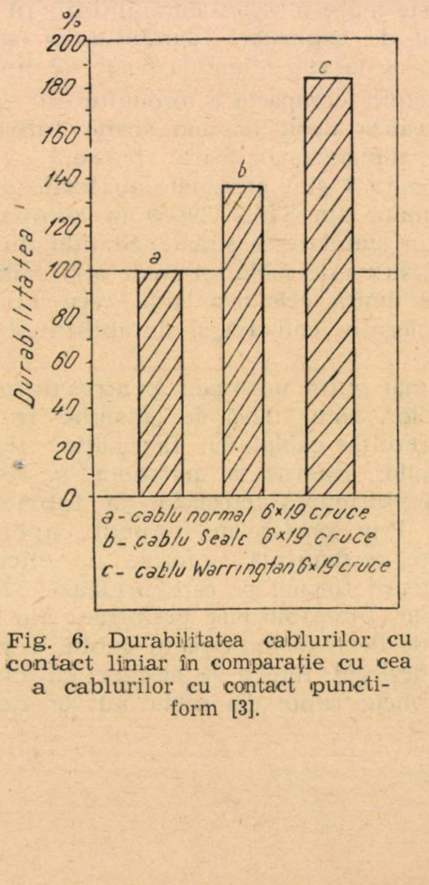


Fig. 6. Durabilitatea cablurilor cu contact liniar în comparaţie cu cea a cablurilor cu contact punctiform [3].

în industria minieră în special. Astfel, în R.P. Polonă în industria minieră în prezent nu se mai folosesc cabluri cu toron rotund avînd contact punctiform al sîrmelor.

Din grupa cablurilor cu contact liniar al sîrmelor în toron fac parte cablurile tip Filler, Seale, Warrington şi Warrington-Seale.

În prezent, la noi în ţară sînt standardizate şi se fabrică primele două tipuri — Filler şi Seale.

Cablul tip Filler face oarecum trecerea de la cablul de tip normal la tipurile de cabluri cu contact liniar, deoarece are toronul format din sîrme de aceeaşi grosime în toate straturile, golurile rezultate fiind ocupate de sîrme subţiri, care nu se iau în considerare la calculul secţiunii active a cablului. Acest tip de cablu are avantajele cablului cu contact liniar în ceea ce priveşte distribuirea eforturilor la contactul dintre sîrme, dar are dezavantajul cablurilor normale deoarece sîrmele din toate straturile au aceeaşi grosime. Un alt dezavantaj al acestui tip de cablu este că necesită la fabricare maşini de toronat cu un număr mare de bobine, deoarece la cablurile cu contact liniar toronarea se face dintr-o singură operaţie. Toate acestea fac ca tipul de cablu Filler să fie puţin răspîndit, atît în străinătate cît şi la noi în ţară. Este, de alt fel, tipul cel mai vechi de cablu cu contact liniar.

Cablul tip Seale este cel mai simplu cablu cu contact liniar. Toronul este format dintr-o inimă şi două straturi de sîrmă. Primul strat este alcătuit din sîrme mai subţiri, iar al doilea strat — stratul exterior — din sîrme mai groase. Construcţia cablului, care conduce la cea mai mică diferenţă între diametrele sîrmelor ce intră în componenţa toronului, este 6 (1+9+9), sau prescurtat 6x19 (fig. 7). La această construcţie, sîrma cea mai groasă este în centrul toronului şi la diametre mai mari de cabluri se obişnuieşte a se înlocui sîrma din centrul toronului cu un toron alcătuit din 1+6 sîrme subţiri. Acest artificiu nu este recomandabil deoarece duce la obţinerea unui toron cu contact mixt al sîrmelor, între sîrmele din primul strat şi toronul din centru fiind un contact punctiform.

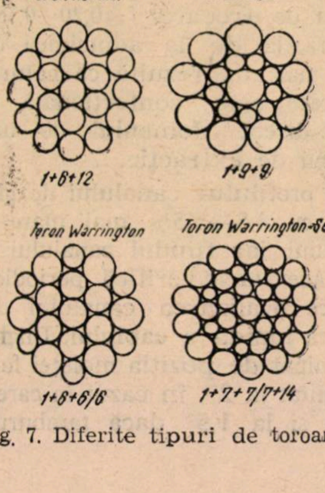


Fig. 7. Diferite tipuri de toroane rotunde.

Cablul de tip Seale, avînd sîrmele subţiri în interiorul toronului şi cele groase la exterior, pe lîngă avantajul contactului liniar al sîrmelor şi o elasticitate bună, mai prezintă avantajul că rezistă bine la uzură prin frecare în contact cu organele instalaţiei de ridicat. Aceste calităţi ale cablului tip Seale îl fac foarte indicat a fi folosit la maşinile de extracţie din industria minieră.

În R.P. Polonă, în prezent, la toate maşinile de extracţie cu cablu avînd toroane rotunde, se foloseşte exclusiv cablul tip Seale, cu rezultate foarte bune în ceea ce priveşte durabilitatea.

În industria minieră din ţara noastră există o situaţie nesatisfăcătoare în ceea ce priveşte utilizarea cablurilor tip Seale la maşinile de extracţie.

ICEM în colaborare cu ICEMIN au luat iniţiativa introducerii — începînd cu anul 1964 — a cablurilor de tip Seale şi la maşinile de extracţie de la minele de cărbuni din Valea Jiului.

În prezent, la noi în ţară nu se fabrică şi nu sînt standardizate cablurile cu contact liniar tip Warrington şi Warrington-Seale.

Cablul tip Warrington are — ca şi cablul tip Seale — toronul cu două straturi de sîrme. Ceea ce deosebeşte toronul Warrington de cel Seale este faptul că are în stratul al doilea (stratul exterior) un număr dublu de sîrme faţă de primul strat, iar sîrmele din acest strat nu sînt de aceeaşi grosime, ci alternează o sîrmă groasă şi una subţire (fig. 7). Datorită faptului că toronul tip Warrington are sîrme mai subţiri decît cel de tip Seale este mai elastic decît acesta şi are o secţiune activă (metalică) mai mare. Acest tip de cablu este indicat a fi folosit în locul cablului Seale la sarcini mari, unde raportul D/d este mic, şi unde uzura prin frecare nu este elementul hotărîtor de scoatere din uz a cablului. Avînd în stratul exterior al toronului şi sîrme subţiri, acest tip de cablu rezistă mai puţin la uzură prin frecare decît cablul tip Seale.

Construcţia de cablu tip Warrington, la care diferenţa între diametrele sîrmelor care intră în componenţa toronului este minimă, este 6/1 + 6 + (6+6)/, sau prescurtat 6x19.

Acolo unde sînt de ridicat sarcini mari, la un raport D/d relativ mic şi unde uzura prin frecare este mare, se recomandă utilizarea *cablurilor tip Warrington-Seale*. Acest tip de cablu are toronul cu trei straturi de sîrmă: primele două straturi sînt ca la toronul Warrington, iar al treilea (stratul exterior), ca la toronul Seale, adică alcătuit din acelaşi număr de sîrme ca şi stratul doi, dar groase şi avînd acelaşi diametru (fig. 7). În felul acesta se obţine un toron foarte elastic şi rezistent la uzură prin frecare. De aceea cablul tip Warrington-Seale se foloseşte acolo unde cablul tip Seale nu mai poate fi utilizat din cauza rigidităţii sale.

Construcţia cablului tip Warrington-Seale, care conduce la cea mai mică diferenţă între diametrele sîrmelor care intră în componenţa toronului, este $6/1+7+(7+7)+14/$, sau prescurtat 6x36.

Fabricarea acestui tip de cablu este oarecum dificilă, deoarece — fiind vorba de un cablu cu contact liniar — toronul trebuie fabricat într-o singură operaţie. Pentru aceasta sînt necesare maşini de toronat cu un număr mare de bobine (minimum 35 bobine).

La noi în ţară, asemenea cabluri se pot fabrica numai la „Cablul Romînesc"-Ploieşti, care dispune de o maşină de toronat tip coş tandem, cu 36 bobine, astfel încît, pînă la utilarea cu maşini corespunzătoare, producţia noastră de cabluri tip Warrington-Seale va fi limitată. Acest tip de cablu va trebui folosit numai în cazuri bine justificate.

În cursul anului 1964 se vor fabrica la scară semiindustrială cabluri tip Warrington-Seale la „Cablul Romînesc"-Ploieşti şi se vor experimenta cîteva cabluri din industria minieră.

La alegerea corectă a cablului trebuie avut în vedere şi felul de înfăşurare a cablului, precum şi calitatea suprafeţii sîrmelor.

Practic şi experimental [3] s-a dovedit că cablurile la care sîrmele în toron şi toroanele în cablu sînt înfăşurate în acelaşi sens (cablurile cu înfăşurare paralelă) au o durabilitate mai mare decît cablurile la care sensul de înfăşurare a sîrmelor în toron şi a toroanelor în cablu este diferit (cablurile cu înfăşurare cruce).

Cablurile cu înfăşurare paralelă sînt de preferat atunci cînd fundul canalului de conducere a cablului este rotund şi cînd raportul D/d este mare. La rapoarte *D/d* mici, superioritatea cablurilor cu înfăşurare paralelă se face mai puţin simţită, iar cînd canalul de conducere al cablului are secţiune trapezoidală, sau cînd canalul de conducere lipseşte (tambur lis), sînt de preferat cablurile cu înfăşurare cruce [3].

Cablurile cu înfăşurare paralelă au tendinţa de a se desfăşura sub sarcină, dar această tendinţă poate fi mult limitată printr-o preformare corectă a toroanelor.

Pentru ridicarea sarcinilor neghidate nu se recomandă cablurile cu înfăşurare paralelă.

După calitatea suprafeţei sîrmelor, cablurile de tracţiune se împart în cabluri mate şi cabluri zincate. Cablurile zincate se folosesc în medii corosive.

Coroziunea cablurilor de extracţie se produce din cauza apei din mină, SO_2, CO_2 şi CO din aer, a apelor acide, a curenţilor electrici vagabonzi etc. Trebuie precizat că la cablurile zincate, chiar dacă zincul este parţial îndepărtat de pe sîrme prin uzura acestora, sîrmele nu se corodează deoarece zincul are şi rol de protecţie electrochimică. Chiar în medii necorosive s-a constatat o durabilitate mai mare a cablurilor zincate în comparaţie cu cea a cablurilor mate. Aceasta se explică şi prin aceea că zincul, fiind un metal relativ moale, reduce mult frecările reciproce dintre sîrmele cablului şi dintre cablu şi organele de înfăşurare [4].

Cu toate că în condiţiile din R.P.R. circa 90% din puţurile de extracţie ale minelor de minereuri au atmosferă umedă, cablurile zincate sînt foarte rar folosite. O explicaţie a acestui fapt ar putea fi aceea că sîrmele zincate (obţinute prin zincare la cald) au caracteristici tehnologice (numărul de îndoiri şi de răsuciri) inferioare celor ale sîrmelor mate. Se cunoaşte însă un procedeu de fabricare a sîrmei zincate prin trefilare după zincare, în curs de asimilare la „Industria sîrmei" din Cîmpia Turzii, care duce la obţinerea unei sîrme zincate cu caracteristici foarte apropiate de cele ale sîrmei mate.

După cum se vede, prin alegerea corectă a tipului, construcţiei şi înfăşurării cablului, precum şi prin extinderea utilizării cablurilor zincate, se poate realiza o creştere importantă a durabilităţii cablurilor în exploatare.

Dimensiunile şi forma canalului de ghidare a cablului au, de asemenea, influenţă asupra durabilităţii cablului. Durabilitatea cablului este influenţată şi de materialul din care sînt confecţionate canalele de ghidare ale organului de înfăşurare. Pentru a se mări timpul de funcţionare al cablului, suprafeţele tobelor şi roţilor de fricţiune sînt căptuşite cu lemn sau alte materiale.

De natura căptuşelii — la roţile de fricţiune — depinde, în bună măsură, valoarea coeficientului de frecare, care la rîndul său influenţează direct domeniul de utilizare al maşinilor de extracţie cu roţi de fricţiune avînd unul sau mai multe cabluri. Astfel, la maşinile de extracţie cu roţi de fricţiune avînd unul sau mai multe cabluri, căptuşeala care se confecţionează în prezent în U.R.S.S. asigură un coeficient de frecare $f=0,25$ — 0,30, ceea ce permite extracţia cu două schipuri, fără măsuri artificiale de mărire a frecării, de la adîncimea de 550, respectiv 300 m [5]. Firma ASEA din Suedia prevede la roata de fricţiune a maşinilor de extracţie cu două schipuri o căptuşeală care asigură un coeficient de frecare $f=0,20$—0,35, ceea ce permite extracţia de la adîncimea de 100 m. Din cele de mai sus rezultă că natura materialului din care este confecţionată căptuşeala influenţează direct domeniul de utilizare al acestor maşnii de extracţie.

Diametrul profilului canalului de ghidare trebuie să fie cu 4,5—5,5% mai mare decît diametrul cablului, iar fundul canalului trebuie să fie rotund. Aceasta se verifică periodic cu şablonul, deoarece ovalizarea canalului de ghidare duce la uzura rapidă a cablului. Unghiul de deviere, determinat de poziţia moletei faţă de tambur, este limitat la 2°, în cazul în care tamburul este canelat şi la 1,5° dacă tamburul este lis.

Dacă unghiul de deviere depăşeşte aceste limite, se observă o uzură prematură a cablului datorită frecărilor laterale.

Durata de serviciu a cablului este cu atît mai mare, cu cît diametrul tamburului, al roţii de fricţiune şi al moletei este mai mare. Cu toate acestea, datorită dimensiunilor de gabarit mari şi a valorii ridicate a investiţiilor, în alegerea instalaţiilor de extracţie raportul $\frac{D}{d}$ nu este singurul factor care să impună ce anume instalaţie trebuie aleasă. Trebuie remarcat, de asemenea, că o creştere prea mare a dimensiunii roţii de fricţiune duce la o creştere a uzurii prin frecare a cablului la schimbarea sensului de rotaţie şi la pornire. Valoarea minimă a raportului $\frac{D}{d}$ admisă de norme, variază între 60 şi 80 pentru tamburi şi molete, în funcţie de construcţia cablului şi felul înfăşurării.

Pentru roţi de fricţiune, valoarea minimă admisă a acestui raport variază între 80 şi 120. Trebuie precizat că durabilitatea cablului este cu atît mai mare cu cît raportul dintre diametrul organului de înfăşurare şi diametrul cablului este mai mare faţă de valoarea minimă admisă.

Durabilitatea cablurilor în exploatare este strîns legată şi de raportul dintre diametrul organului de înfăşurare *(D)* şi diametrul celei mai groase sîrme din cablu (δ).

În timpul încovoierii pe organul de înfăşurare sîrmele sînt supuse la eforturi şi frecări suplimentare. Numărul mare al straturilor de sîrmă în toron face să crească forţa care apasă pe sîrmele interioare. De aceea, utilizarea unor sîrme subţiri la straturile exterioare ale toronului nu este indicată, deoarece uzura lor rapidă duce la deteriorarea prematură a cablului. Utilizarea unor sîrme groase duce la micşorarea flexibilităţii cablului. Prin urmare, la alegerea dimensiunilor sîrmelor trebuie să se ţină seama de toţi aceşti factori şi pentru fiecare caz în parte să se găsească soluţia optimă.

Pentru minele de cărbuni şi minereuri în U.R.S.S. se prevede ca valoare minimă a raportului dintre diametrul organului de înfăşurare şi diametrul celei mai groase sîrme din cablu — 1 200.

La noi în ţară N.T.S. prevede că raportul $\frac{D}{d}$ să fie minimum 1 000.

Un alt factor care influenţează durabilitatea cablurilor este presiunea cablului pe organul de înfăşurare.

Presiunea cablului asupra organului de înfăşurare se determină cu formula:

$$p = \frac{2T}{D\,d}\ \text{kgf/cm}^2$$

unde:

p este presiunea cablului pe organele de înfăşurare, kgf/cm^2;

T — efortul din cablu, kgf;

D — diametrul organului de înfăşurare, cm;

d — diametrul cablului, cm.

Valoarea presiunii este independentă de mărimea arcului de înfăşurare a cablului.

Pentru căptuşeală din lemn, presiunea maximă admisă este de 20 kgf/cm^2 iar pentru fontă este de 40 kgf/cm^2 [7]. La instalaţiile de extracţie minieră cu roţi de fricţiune şi mai multe cabluri [5] presiunea cablului asupra organului de înfăşurare se determină după formula:

$$p = \frac{S_1 + S_2}{D \cdot d \cdot n}$$

unde:

S_1 şi S_2 reprezintă eforturile din cablu pe partea plinelor şi pe partea goalelor, kgf;

D — diametrul roţii de fricţiune, cm;

d — diametrul cablului, cm;

n — numărul cablurilor.

Fabrica constructoare de maşini de extracţie cu mai multe cabluri din Doneţk — U.R.S.S. recomandă ca, pînă la cîştigarea unei experienţe mai bogate în exploatarea acestor maşini şi a cablurilor folosite la ele, presiunea de 25 kgf/cm^2 să fie luată în calcule drept limită.

Un parametru deosebit de important în exploatarea cablurilor este coeficientul de siguranţă. La alegerea lui trebuie să se ţină seama atît de siguranţă cît şi de economicitatea transportului.

În multe ţări, alegerea coeficientului de siguranţă se face în funcţie de adîncimea minei. Academicianul G. N. Savin, în lucrările sale a fundamentat şi a dovedit experimental posibilitatea şi raţionalitatea exploatării cablurilor în minele de cărbuni cu coeficienţi de siguranţă

Tabela 1

Coeficienţi de siguranţă pentru cabluri la puţurile verticale ale minelor de cărbuni [6]

Lungimea cablului, m	Norme proiectate			La montarea cablului			La inlocuirea cablului		
	oameni	oameni + materiale	materiale	oameni	oameni + materiale	materiale	oameni	oameni + materiale	materiale
0– 150	11,0	9,5	8,0	9,0	7,5	6,5	7,0	6,0	5,0
150– 300	10,5	9,1	7,8	8,7	7,3	6,3	6,8	5,9	4,9
300– 600	10,0	8,8	7,5	8,4	7,0	6,2	6,6	5,7	4,8
600– 900	9,3	8,2	7,0	7,8	6,7	5,8	6,1	5,5	4,6
900– 1 200	8,5	7,6	6,6	7,3	6,3	5,5	5,9	5,2	4,5
peste 1 200	7,9	7,1	6,3	6,8	6,0	5,3	5,6	5,0	4,3

diferiţi în funcţie de lungimea cablului (în tabela 1 se indică coeficienţii de siguranţă propuşi) [6].

În standardele americane valoarea coeficientului de siguranţă depinde, de asemenea, de lungimea cablului (tabela 2) [6].

Tabela 2

Coeficientul de siguranţă conform normelor americane [6]

Lungimea cablului, m	Coeficient de siguranţă		Procent de scădere a rezistenţei cablului la scoaterea din uz ;%
	cablu nou	cablu scos din uz	
sub 150	8	6,4	20,0
150—300	7	5,8	17,0
300—600	6	5,0	16,5
600—900	5	4,3	14,0
peste 900	4	3,6	10,0

După cum se vede, coeficientul de siguranţă scade cu cît lungimea cablului este mai mare. Aceasta se explică prin aceea că undele de şoc dinamic se amortizează în cabluri lungi.

La alegerea coeficienţilor de siguranţă trebuie avut în vedere aspectul economic şi faptul că durabilitatea cablurilor este cu atît mai mare cu cît sînt folosite la coeficienţi de siguranţă mai mari.

Întreţinerea corectă a cablurilor, prin ungerea lor periodică după îndepărtarea unsorii vechi, nu este mai puţin importantă în prelungirea duratei de exploatare a cablurilor. În timpul trecerii cablului peste organele de înfăşurare, se produc deplasări relative între sîrmele cablului şi între cablu şi organul de înfăşurare, ceea ce duce la uzură prin frecare. Rolul lubrifiantului — în afară de cel de protecţie anticorosivă — este de a reduce la minimum frecările interne şi externe ale cablului, care duc la uzura lui.

Trecînd în revistă principalii factori care determină durabilitatea cablurilor la maşinile de extracţie se pot trage următoarele concluzii:

1. Sîrma pentru cablurile de extracţie trebuie să fie de calitate superioară (eventual trefilată cu adaos de MoS_2) şi avînd abateri dimensionale cît mai strînse.
2. Nu este indicat a se folosi la maşinile de extracţie cabluri cu contact punctiform, ci numai cabluri cu contact liniar şi anume: pînă la un diametru de circa 30 mm cabluri tip Seale, iar la diametru mai mare cabluri tip Warrington-Seale.
3. Este necesară extinderea utilizării, acolo unde condiţiile de lucru o permit, a cablurilor cu înfăşurare paralelă, bine preformate.
4. Trebuie extinsă utilizarea cablurilor zincate, cel puţin la toate puţurile cu atmosferă corosivă.
5. N.T.S. trebuie completate cu reguli privind folosirea cablurilor de extracţie ca de exemplu: scoaterea lor din uz, alegerea coeficienţilor de siguranţă etc.
6. Trebuie acordată o atenţie deosebită lucrărilor de întreţinere a cablurilor şi a organelor de înfăşurare, din momentul introducerii lor în exploatare pînă la scoaterea lor din uz.

Îmbunătăţirea calităţii cablurilor şi a condiţiilor lor de exploatare trebuie să constituie o preocupare continuă atît a producătorilor de sîrmă şi cabluri, cît şi a consumatorilor de cabluri şi a institutelor de cercetări respective.

BIBLIOGRAFIE

[1] Iuhveţ, I. A.: *Volocilnoe proizvodstvo.* Moskva, Metallurghizdat, 1954.

[2] Froeschman, R.: *Molibdändisulfid im Drahtzug.* Draht Welt, nr. 2, 1963.

[3] Jitkov, D. G. şi Pospehov, I. T.: *Stalnîe kanatî dlia podiomno transportîh maşin.* Moskva, Metallurghizdat, 1953.

[4] Moortel Van D.: *Die moderne Entwicklung der Drahtseile.* Draht **10**, nr. 9, 1959.

[5] *** *Mnogokanatnîi podiom v ugolnoi promîşlenosti.* Gosgortehizdat, 1960.

[6] Bukstein, M. A.: *Proizvodstvo kanatov.* Moskva. Metallurghizdat, 1954.

[7] Bukstein, M. A.: *Stalnîe kanatî.* Moskva. Metallurghizdat, 1961.

* * *

Studiu comparativ al diferitelor cuţite tăietoare folosite la maşini de havat şi combine la minele din Valea Jiului*

Ing. *I. MARIAN*,
candidat în ştiinţe tehnice

ing. *N. ILIAŞ*

Experienţa din Valea Jiului confirmă că buna funcţionare a maşinilor de havat şi a combinelor depinde în mare măsură de starea organului tăietor al acestora.

Lucrul maşinilor de abataj cu cuţite tocite sau rupte duce la micşorarea vitezei de tăiere a fîşiei, la supraîncălzirea motorului şi la creşterea consumului specific de energie. Supraîncălzirea repetată a motorului are ca efect stricarea izolaţiei şi scoaterea lui din funcţiune. Pentru a înlătura aceasta este necesar a se urmări starea cuţitelor organului tăietor şi a se schimba la timp cuţitele tocite sau rupte. În acelaşi timp însă schimbarea repetată a cuţitelor duce la creşterea timpului necesar tăierii unei fîşii.

Influenţa schimbării dese a cuţitelor asupra timpului necesar tăierii unui front lung de 100 m cu haveza KMP-3 şi combina K-52M este prezentată în figura 1. La întocmirea diagramei au fost luate valorile medii de avans realizate în stratele 15 şi 18 de 1 m/min pentru haveza KMP-3 (la E.M. Lupeni şi E.M. Vulcan) şi de 2 m/min cu combina K-52M (la E.M. Lupeni). Întrucît timpul mediu pentru schimbarea unui cuţit, rezultat în urma cronometrărilor, este de 2 min, iar numărul cuţitelor organului tăietor este de circa 28 bucăţi, (atît pentru haveză la o lungime de braţ de 2 m, cît şi pentru combină la o lungime a tobelor de 0,6 m), la întocmirea diagramei s-a considerat timpul de oprire necesar pentru o schimbare a cuţitelor de 56 min. De asemenea s-a considerat că la o oprire se schimbă întregul set de cuţite, situaţie spre care se tinde în cazul cînd schema de amplasare a cuţitelor asigură o uzură uniformă a lor.

Din figura 1 rezultă că reducerea numărului de opriri pentru schimbarea cuţitelor are influenţă foarte mare asupra productivităţii maşinii (influenţă care creşte o dată cu mărirea vitezei de avans) fapt pentru care se tinde spre folosirea cuţitelor care să permită tăierea întregului front fără schimbarea lor.

Din cele de mai sus reiese că creşterea rezistenţei la uzură a cuţitelor reprezintă o problemă deosebit de importantă. Întrucît mecanizarea tăierii cărbunelui cu haveze şi combine ia extindere tot mai mare, problema găsirii celor mai bune tipuri de cuţite şi a amplasării lor raţionale pe organele de execuţie ale maşinilor, conform condiţiilor concrete existente, se impune cu acuitate.

La maşinile de abataj folosite în Valea Jiului au fost aplicate diferite tipuri de cuţite tăietoare. Astfel, s-au folosit cuţite originale tip KMZ-1, Eikhoff, WLE, I-90 etc., dar cel mai mult s-au folosit şi se folosesc şi în prezent, aproape fără excepţie, cuţite locale tip* CL-1, CL-2, CL-3, CL-4, CL-5 şi CL-6 (cuţit numai pentru combina Donbas-1 cu melc) prezentate în figura 2.

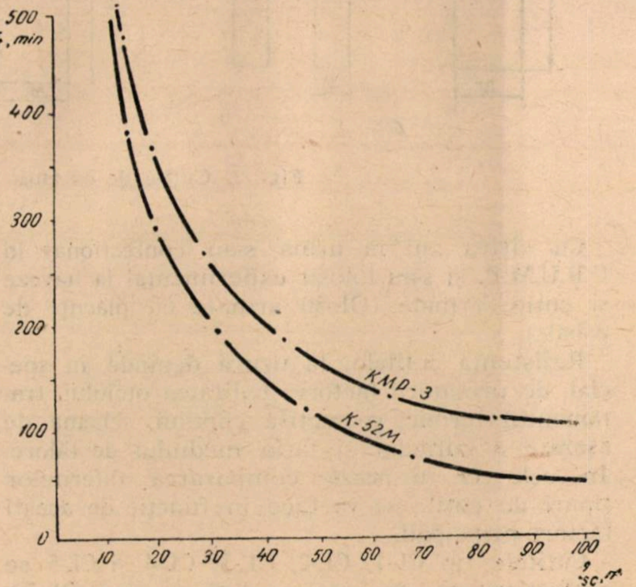


Fig. 1. Variaţia timpului de tăiere a unui front lung de 100 m cu haveza KMP-3 şi combina K-52M în funcţie de lungimea de front tăiată în intervalul dintre două schimburi ale cuţitelor.

---

* Se supune discuţiei.

* În Valea Jiului, pînă în prezent, cuţitele locale nu poartă o anumită denumire în funcţie de parametrii lor geometrici, de material ş.a., motiv pentru care autorii au introdus aceste denumiri.

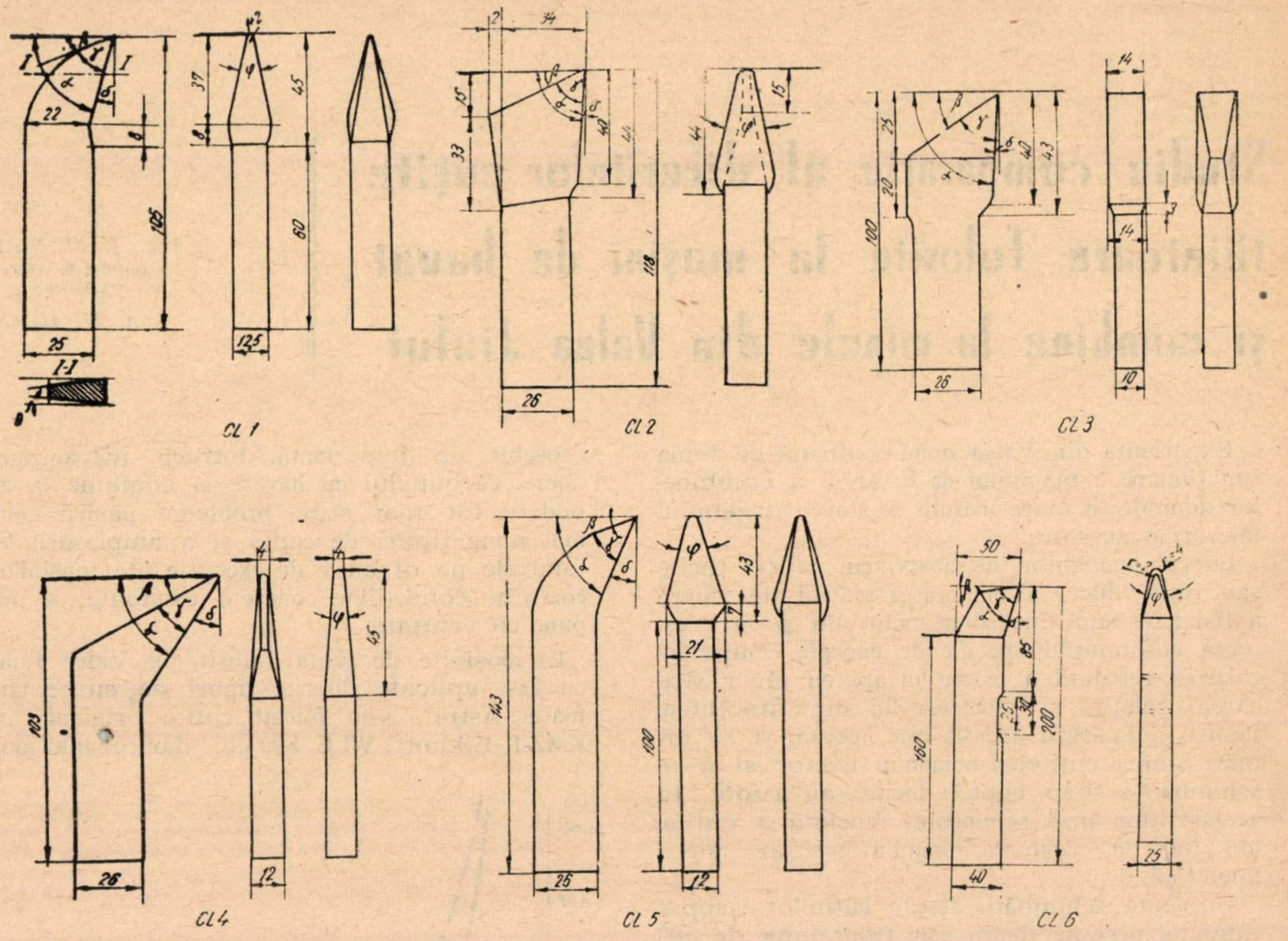


Fig. 2. Cuțite de execuție locală, folosite în Valea Jiului.

Cu cîțiva ani în urmă s-au confecționat la U.R.U.M.P. și s-au folosit experimental la haveze și cuțite armate (OL-50 armate cu plăcuțe de cobalt).

Rezistența cuțitelor la uzură depinde, în special, de următorii factori: calitatea oțelului, tratamentul termic, geometria capului, schema de așezare a cuțitelor și tăria mediului de tăiere. În cele ce urmează compararea diferitelor tipuri de cuțite se va face în funcție de acești factori principali.

Cuțitele tip CL-1, CL-2, CL-3, CL-4 și CL-5 se confecționează din oțel carbon marca OL-50, OL-60 (provenite din arcuri de vagoane, șină c.f. etc.) sau din oțel OSC-7 (provenit din picoane), iar cuțitele tip CL-6 s-au confecționat la început din oțel special RK-100, apoi din oțel C-120 și W-23.

Executarea cuțitelor din oțeluri speciale, ca cele folosite la tipul CL-6, nu este economică.

Cuțitele obișnuite la care atît capul cît și corpul se confecționează din același material, se execută de obicei din oțel carbon și au următoarele avantaje: sînt foarte simple, ieftine și permit un număr mare de ascuțiri. Totuși, aceste cuțite au duritate relativ mică, rezistență scăzută la uzură și stabilitate redusă la căldură (limita superioară admisă în timpul lucrului fiind 150—350°), motiv pentru care se recomandă a fi folosite numai în cărbunii moi.

Pentru cărbunii din Valea Jiului, care sînt de tărie medie și au frecvente intercalații sterile cu tării pînă la f=3,5 (după scara lui Protodiakonov), este absolut necesar a se folosi cuțite armate sau cel puțin încărcate.

Încărcarea cuțitelor se face prin acoperirea suprafețelor tăișului cu un strat de aliaj dur prin sudură (fig. 3 a). Ca material pentru încărcare prin sudură se folosesc fontele, aliajele pulverulente sau aliaje electrodice.

Încărcarea cu fontă sau aliaje pulverulente asigură o creștere a rezistenței la uzură de 1,5—3 ori mai mare față de cuțitele obișnuite din oțel-carbon, iar încărcarea cu aliaje electrodice tip T-590 asigură o creștere de 3—4 ori.

Pentru armarea cuțitelor cu plăcuțe (fig. 3,b și 3,c), sau cu chernere (fig. 3,d) se folosesc, îndeosebi, aliaje metaloceramice cu wolfram și cobalt, care conțin 94—90% carbură de wolfram și 6—10% cobalt. Aliajele care au un conținut mai mare de cobalt sînt mai tenace, rezistă mai bine la lovituri și nu sînt casante. Cuțitele armate cu astfel de aliaje metaloceramice au rezistență la uzură pînă la 20 ori mai mare decît cele încărcate prin sudură cu aliaje electrodice.

Datorită incluziunilor tari ale cărbunilor din Valea Jiului, cuțitele sînt supuse în afara eforturilor statice și la eforturi dinamice, care fac să se deslipească ușor plăcuțele de armare.

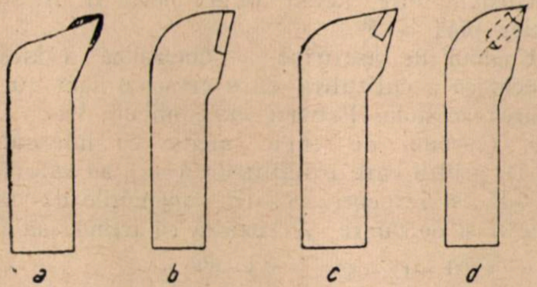


Fig. 3. Cuțite încărcate și armate.

Pentru acest motiv este mai rațional a se folosi cuțite armate cu plăcuțe încastrate (fig. 3,c) și în special cu chernere (fig. 3,d) față de cele cu plăcuțe lipite numai pe suprafața de degajare (fig. 3,b). Trebuie ținut seamă că întrucît armarea cu chernere este mai greoaie decît în cazul plăcuțelor, iar consumul de aliaje metaloceramice este mai mare, cuțitele cu chernere se recomandă numai în porțiunile de strat cu puternice intercalații dure.

Succesul folosirii cuțitelor armate depinde în primul rînd de calitatea operației de lipire a plăcuțelor. Pentru aceasta se recomandă a se da o importanță cuvenită atît materialelor de lipit (cupru electrolitic, crom-nichel, nichel etc.) cît și respectării tehnologiei de lipire, care poate fi executată numai în ateliere special utilate.

Durata de funcționare a cuțitelor depinde în mare măsură și de materialul din care este confecționat corpul cuțitului, care trebuie să poată prelua sarcini dinamice datorită mersului neregulat al lanțului, intercalațiilor tari, izbirii cuțitelor în mașini la capul de întoarcere cînd începe tăierea, avansului neuniform al mașinii etc. Corpul cuțitelor se poate executa din oțel-carbon de calitate obișnuită (OL-40, OL-45 și OL-50) sau oțeluri speciale laminate. Pentru condițiile din Valea Jiului (prezență de intercalații tari), unde cuțitele sînt supuse la sarcini dinamice mari, se recomandă executarea corpului cuțitelor din oțeluri speciale cu crom, siliciu și mangan, cu rezistență pînă la 2,5 ori mai mare decît oțelul de scule și se supun la tratamente termice pînă la duritatea $R_c=50$—55. În scopul evitării ieșirii cuțitelor din locașul de fixare în timpul lucrului, este necesar să nu se supună la tratamente termice capătul cozii cuțitului, pentru a permite o bună prindere în el a șurubului de fixare.

Pe lîngă alegerea materialului din care se confecționează cuțitele, o importanță deosebită pentru creșterea rezistenței cuțitului o are calitatea tratamentului termic. În prezent în Valea Jiului cuțitele de tip local din oțel-carbon se execută o parte la U.R.U.M.P., iar altă parte chiar la exploatările miniere. Ca urmare a faptului că ele se confecționează în locuri diferite, cu o prelucrare termică diferită și din materiale diferite, cuțite de același tip pot fi diferite din punctul de vedere al calității. Cuțitele confecționate în condiții de exploatare se caracterizează printr-o calitate inferioară. Rezultatele observațiilor arată că prelucrării termice nu i se acordă atenția cuvenită. Temperatura de încălzire a cuțitelor nu se controlează și practic variază în limitele de la 750°C pînă la temperatura de topire. Călirea se face defectuos și ca rezultat cuțitele au o microstructură cu granulație mare, supraîncălzită sau recoaptă, iar uneori și cu fisuri. Asemenea cuțite, în procesul de tăiere a cărbunelui, ies din funcțiune înainte de vreme datorită deformării corpului sau datorită știrbirii (ruperii vîrfului capului tăietor).

În cele mai multe cazuri nu se are în vedere faptul că temperatura de revenire variază în intervalul 250—350°C, crește cu tăria cărbunelui și cu elementele de aliere și scade o dată cu creșterea unghiului de ascuțire a cuțitului. Datorită faptului că la forjare se folosește drept combustibil cărbunele, un procent oarecare de sulf pătrunde în vîrful cuțitului în timpul forjării și-i modifică proprietățile.

În scopul verificării gradului și calității tratamentului termic, la U.R.U.M.P. s-a efectuat determinarea durității (indicele de duritate după Brinell), pentru diferite tipuri de cuțite. Rezultatele determinărilor efectuate sînt prezentate în tabela 1. După cum se observă în tabelă, atît duritatea capului cît și a corpului cuțitelor variază în limite foarte largi, de la 155 HB, pînă la 387 HB, pentru corp și pînă la 600 HB, pentru capul cuțitului. Chiar la unul și același tip de cuțit duritatea capului este foarte variată. Ast-

Tabela 1

Duritatea cuțitelor de construcție locală

Tipul cuțitului	Duritatea cuțitului, HB						Observații
	minimă	maximă	medie	minimă	maximă	medie	
CL—1	253	552	387	253	387	320	Folosite la mașini de havat și combine cu braț și lanț
CL—2	362	552	500	206	253	228	
CL—3	228	288	253	200	253	226	
CL—4	387	436	412	198	242	228	
CL—5	178	178	178	178	178	178	
CL—6	155	600	372	155	320	230	Folosite la combina cu melc

fel valoarea maximă a durităţii la cuţitul CL-1 ajunge pînă la 200%, iar la cuţitul CL-6, pînă la 400%, faţă de duritatea minimă. Au fost cazuri cînd la unul şi acelaşi cuţit feţele laterale au avut durităţi diferite.

Tratamentele necorespunzătoare, şi ca urmare variaţiile mari ale durităţii realizate, explică de ce cuţite de unul şi acelaşi tip s-au comportat în mod foarte diferit în aceleaşi condiţii de lucru.

Tratarea termică de calitate a cuţitelor poate fi realizată numai în atelierele centrale utilate corespunzător.

O influenţă deosebită asupra lucrului maşinii de abataj o are forma geometrică a cuţitului de care depinde rezistenţa la tăiere şi respectiv consumul specific de energie, precum şi rezistenţa mecanică şi rezistenţa la uzură a cuţitului. Unghiurile principale care determină geometria capului cuţitului sînt prezentate în figura 2, iar valorile lor, pentru cuţitele locale, sînt redate în tabela 2.

Tabela 2

Valorile unghiurilor principale ale capului cuţitului de construcţie locală

Tipul cuţitului	Unghiurile principale ale capului cuţitului			
	unghiul de degajare, δ	unghiul de aşezare, β	unghiul de ascuţire, γ	unghiul de tăiere, α
CL—1	16	24	50	74
CL—2	4	24	62	86
CL—3	3	35	52	87
CL—4	34	28	28	56
CL—5	29	19	42	61
CL—6	15	10	65	75

Unghiul de degajare δ trebuie să fie destul de mare, pentru ca forţa de frecare a suprafeţei de degajare pe cărbune să fie pe cît posibil mai mică. Rezultate bune se obţin pentru δ=28—30°, dar cînd cărbunii sînt tari sau cu incluziuni dure (cum este cazul în Valea Jiului), din condiţii de rezistenţă a cuţitului, acest unghi se recomandă să se micşoreze pînă la 12—15°, cum este cazul la cuţitul CL-1 şi CL-6. Valori mici ale acestui unghi, cum este cazul la cuţitele CL-2 de 4° şi CL-3 de 3°, duc la creşterea considerabilă a rezistenţelor la dislocare, cu atît mai mult cu cît în timpul lucrului cuţitele se înclină înapoi şi acest unghi de degajare de lucru poate deveni negativ.

Unghiul de aşezare β are influenţă asupra mărimii forţei de avans a maşinii şi asupra forţei de frecare a cuţitului cu suprafaţa din spate pe cărbune. O dată cu creşterea acestui unghi se micşorează suprafaţa de contact a cuţitului cu cărbunele şi se reduce forţa de compresiune şi de frecare dintre cuţit şi cărbune. În acelaşi timp, o dată cu creşterea unghiului se micşorează rezistenţa mecanică a cuţitului. La cuţitele CL-4 şi CL-3 unghiul de aşezare este prea mare (28 respectiv 35°), motiv pentru care au rezistenţă mică şi nu se recomandă pentru condiţiile din Valea Jiului. Cuţitele CL-1, CL-2 şi CL-5, care au unghiuri de aşezare de 19—24°, se recomandă pentru cărbunii de tărie medie, dar fără intercalaţii tari.

Pentru tăierea cărbunilor din Valea Jiului, care au intercalaţii tari, unghiul de aşezare trebuie să fie micşorat pînă la 9—12°, aşa cum este la cuţitul CL-6. În cărbunii foarte tari şi cu incluziuni dure, acest unghi poate fi micşorat chiar pînă la 5°.

Unghiul de ascuţire γ determină rezistenţa mecanică a cuţitului, care creşte o dată cu valoarea acestuia. Pentru cărbunii din Valea Jiului, (cărbuni de tărie medie cu intercalaţii tari), pentru care unghiurile δ şi β au valori de 12—15° şi respectiv 9—12°, unghiurile de ascuţire γ şi de tăiere α, rezultă că trebuie să fie:

$$\gamma = 90 - (\delta + \beta) = 63\text{—}69^\circ$$

$$\alpha = 90 - \delta = 75\text{—}78^\circ$$

După cum se vede în tabela 2 numai la cuţitele CL-6 şi CL-2 unghiurile α şi γ au valori apropiate de aceste limite.

Unghiul ascuţişului φ influenţează asupra rezistenţei mecanice a cuţitului, stabilităţii capului dintelui şi mărimii reacţiei cărbunelui asupra cuţitului. Mărind unghiul φ se micşorează secţiunea capului cuţitului şi respectiv rezistenţele care apar pe suprafaţa din spate, în schimb îi scade rezistenţa mecanică şi la uzură.

Unghiul φ determină lăţimea muchiei tăietoare a cuţitului, care pentru condiţiile din Valea Jiului se recomandă să fie de 7—10 mm. Din acest punct de vedere, cuţitul CL-3 este necorespunzător.

Rezistenţa mecanică a capului cuţitului, precum şi rezistenţele pe care le întîmpină la mişcare, depind şi de unghiul θ. Cu cît acest unghi este mai mic cu atît creşte rezistenţa mecanică a cuţitului, în schimb cresc forţele de frecare care apar pe suprafeţele laterale. O dată cu creşterea tăriei cărbunelui scade şi valoarea unghiului θ care nu trebuie să fie mai mic de 6—7°.

Forma geometrică de care depinde rezistenţa mecanică a cuţitului la sarcini dinamice nu este numai în funcţie de valoarea unghiurilor principale, ci şi de dimensiunile şi forma spatelui capului cuţitului. Astfel, două cuţite, avînd aceleaşi unghiuri de degajare şi aşezare (de care depinde în principal rezistenţa pe care o opune cărbunele la tăiere), pot avea rezistenţe mecanice diferite datorită formei şi dimensiunilor diferite ale spatelui capului. După cum se vede în figura 4, cuţitul *a* are o construcţie mai robustă şi deci o rezistenţă mult mai mare decît cuţitul *b*, deşi au aceleaşi unghiuri δ şi β.

Indicatorul care permite compararea diferitelor tipuri de cuţite între ele, din punctul de vedere al rezistenţei, este consumul lor specific.

Consumul specific poate fi exprimat în bucăţi cuţite pe metru pătrat suprafaţă de făgaş tăiat sau pe metru cub de cărbune tăiat.

Consumurile specifice de cuţite înregistrate la E.M. Lupeni şi E.M. Vulcan, pentru diferitele tipuri de cuţite, sînt prezentate în tabela 3. Din analiza datelor din această tabelă rezultă că dintre cuţitele folosite la maşini de havat şi combine cu braţ şi lanţ, cel mai mic consum de cuţite s-a înregistrat la cuţitele CL-2, care au fost mai bine tratate termic şi au avut forma geometrică a capului mai apropiată de cea recomandată mai sus pentru cărbunii de tărie medie pînă la tari cu intercalaţii sterile dure.

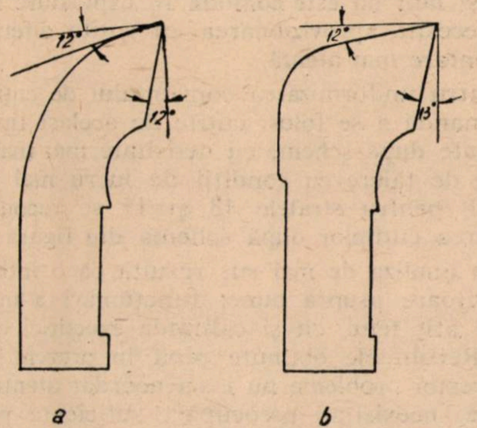


Fig. 4. Cuţite cu forme diferite ale spatelui capului.

Tabela 3

Consumuri specifice de cuţite de construcţie locală

Tipul cuţitului	Consumul specific de cuţite	
	bucăţi/m² suprafaţă de strat	bucăţi /m³ cărbune în masiv
CL–1	0, 1–0,2	0,71–1,42
CL–2	0,05–0,1	0,36–0,71
CL–3	0,13–0,25	0,93–1,8
CL–4	0, 1–0,2	0,71–1,42
CL–5	0, 3–0,5	2,14–3,6
CL–6	0,25–0,65	0,24–0,62

Cuţitele tip CL-1 şi CL-4 s-au dovedit a fi foarte sensibile la sarcini dinamice şi deci nu se recomandă a se folosi în cărbuni cu incluziuni tari de genul celor din Valea Jiului.

Cuţitul CL-3 s-a dovedit cel mai necorespunzător, atît ca formă geometrică, cît şi ca tratament termic, ceea ce a dus la un consum specific mare.

Consumul exagerat de mare al cuţitului CL-5, faţă de celelalte tipuri de cuţite, se datoreşte atît formei lui geometrice necorespunzătoare, cît şi mai ales faptului că nu au fost deloc supuse la tratamente termice.

Cuţitul tip CL-6 a fost folosit la organul de lucru experimental în formă de melc cu diametrul de 1 050 mm şi lungime de 0,5 m montat la combina Donbas-1 modificată. Pentru acest motiv consumul specific de cuţite de acest tip poate fi analizat numai orientativ în comparaţie cu celelalte tipuri de cuţite care au fost folosite la maşini de havat. Deşi aceste cuţite au fost foarte neomogen tratate termic, totuşi consumul lor specific nu a fost prea mare datorită formei geometrice ca capului, apropiată de cea corespunzătoare cărbunilor din bazinul Văii Jiului.

Privit în ansamblu, consumul specific de cuţite, pentru toate tipurile, nu este mare deşi atît ca tratament cît şi ca formă nu au corespuns întrutotul. Aceasta se explică prin faptul că schimbarea lor nu s-a făcut la timp, lucrîndu-se cu cuţite uzate mult peste limita maximă admisibilă, ceea ce a dus la o creştere exagerată a consumului specific de energie şi la reducerea vitezei de avans şi deci a productivităţii maşinii.

În literatura de specialitate se consideră că un cuţit este uzat şi trebuie schimbat atunci cînd mărimea suprafeţei muchiei de tăiere tocite ajunge la următoarele valori : 3 mm², pentru cuţite obişnuite din oţel-carbon ; 2 mm², pentru cuţite încărcate cu fontă ; 0,75—1 mm², pentru cuţite armate cu plăcuţe sau chernuri din materiale metaloceramice.

În afară de felul cuţitelor, o importanţă deosebită asupra productivităţii maşinii de abataj o are schema de aşezare a cuţitelor pe organul tăietor. De schema şi densitatea aşezării cuţitelor pe lanţ depinde gradul de uzură diferit al cuţitelor de pe diferite linii tăietoare, precum şi gradul de sfărîmare al cărbunelui şi solicitările la care sînt supuse cuţitele.

Densitatea cuţitelor depinde de numărul liniilor de tăiere, de pasul de aşezare al cuţitelor pe fiecare linie şi de numărul cuţitelor pe o camă.

Cu cît densitatea cuţitelor este mai mică, cu atît cărbunele se sfărîmă mai puţin şi scade consumul specific de energie.

Micşorarea densităţii cuţitelor este însă limitată de creşterea sarcinii pe care o poate prelua cuţitul.

În cazul maşinilor de havat şi combinelor cu lanţuri tăietoare, numărul de linii de tăiere, care se recomandă pentru cărbunii din Valea Jiului, este de 7 pînă la 9. Schemele care s-au folosit şi se folosesc şi în prezent pentru aşezarea cuţitelor sînt cele cu vîrf de con complet ca în figura 5.

Consumul relativ de cuţite pe liniile de tăiere, folosind această schemă de aşezare la haveza KMP-3, este prezentat în graficul din figura 6,a. Din acest grafic rezultă că dinţii tăietori se uzează neuniform pe liniile de tăiere, iar gradul cel mai mare de uzură are loc pe liniile marginale, care este de pînă la 5 ori mai mare decît pe liniile de mijloc. Aceasta se explică prin

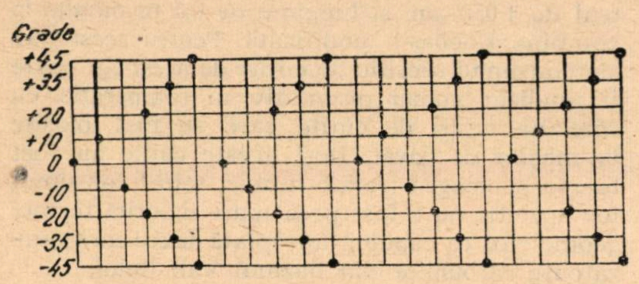


Fig. 5. Schema de așezare a cuțitelor pe lanț, folosite în Valea Jiului.

faptul că pe liniile marginale cuțitele se află în condiții mai grele de lucru (semiblocat).

Pentru a obține o uzură mai uniformă a cuțitelor, deseori s-au folosit montări de cuțite diferite pe diferite linii tăietoare ale aceluiași lanț (exemplu la E.M. Lupeni). Astfel, pe liniile marginale s-au montat cuțite mai rezistente, tip CL-2, iar pe liniile de mijloc — cuțite tip CL-1. Prin această combinație s-au obținut rezultatele prezentate în figura 6,b, din care reiese că consumul de cuțite de pe liniile marginale este de numai 2 ori mai mare față de liniile din mijloc, ceea ce a permis reducerea la jumătate a numărului de opriri ale mașinii necesare schimbării cuțitelor.

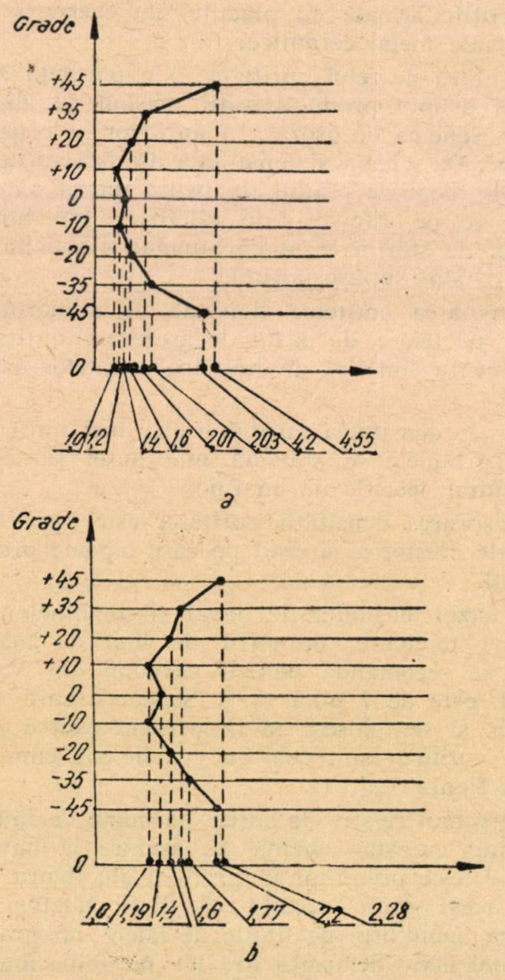


Fig. 6. Grafice ale consumurilor relative de cuțite.

Folosirea unor cuțite de tipuri diferite pe același lanț nu este comodă în exploatare întrucît necesită aprovizionarea cu cuțite diferite și o montare mai atentă.

Pentru uniformizarea consumului de cuțite se recomandă a se folosi cuțite de același tip, dar montate după scheme cu densitate mai mare pe liniile de tăiere cu condiții de lucru mai grele. Astfel, pentru stratele 18 și 15 se recomandă așezarea cuțitelor după schema din figura 7.

Din analiza de mai sus rezultă că o influență hotărîtoare asupra bunei funcționări a mașinii o are atît felul, cît și calitatea execuției cuțitelor. Rezultatele obținute pînă în prezent arată că acestei probleme nu i s-a acordat atenția cuvenită, neexistînd preocupări suficiente pentru găsirea celor mai adecvate tipuri de cuțite corespunzătoare condițiilor concrete de la diferitele exploatări miniere.

Datele cercetărilor efectuate de autori au permis să se facă o serie de recomandări în ceea ce privește confecționarea și exploatarea rațională a cuțitelor. Trebuie însă menționat că lucrarea nu epuizează această problemă, unele recomandări avînd numai un caracter orientativ, bazate îndeosebi pe analiza unor studii efectuate în alte țări în condiții similare de zăcămînt.

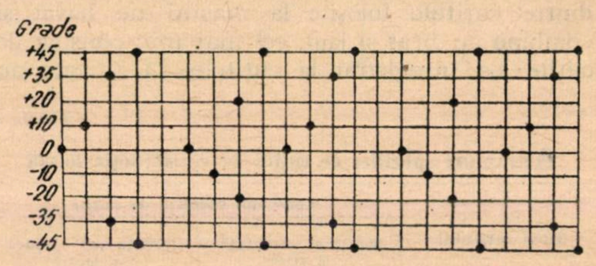


Fig. 7. Schema recomandată de așezare a cuțitelor.

Din acest motiv, în vederea găsirii formei, dimensiunii, calității materialului și tratamentului termic al cuțitelor, precum și a amplasării lor pe organul tăietor corespunzătoare cu diferitele condiții concrete, este necesar să se întreprindă în continuare studii sistematice în acest domeniu.

O altă concluzie importantă care se desprinde din analiza de mai sus este cea referitoare la calitatea execuției. Datorită faptului că executarea cuțitelor se face atît în Valea Jiului, cît și în alte bazine carbonifere din țară în locuri diferite și de cele mai multe ori în atelierele exploatărilor miniere, calitatea cuțitelor este inferioară (execuție neîngrijită, materiale diferite, necorespunzătoare, tratament termic defectuos etc.).

Confecţionarea cuţitelor de calitate superioară poate fi asigurată numai în ateliere centrale, specializate. În acest sens considerăm că ar fi necesar să se organizeze pentru întreaga industrie minieră un atelier central dotat cu mijloace tehnice moderne şi personal cu calificare înaltă. Un asemenea atelier ar putea fi organizat uşor la U.R.U.M.P., eventual la uzina „Unio"-Satu Mare sau la „Independenţa"-Sibiu.

Organizarea executării cuţitelor într-un atelier central va duce nu numai la creşterea calităţii, ci şi la reducerea însemnată a preţului de cost.

BIBLIOGRAFIE

[1] Popescu, V.: *Stabilirea şi experimentarea formei cuţitelor la maşinile de havat şi combine la Filipeştii de Pădure.* Revista Minelor nr. 2, 1955.
[2] Mihailov, V. G.: *Scule miniere.* Editura tehnică, Bucureşti 1952.
[3] *** *Memorator de metalurgie.* Editura tehnică, Bucureşti, 1962.
[4] Davîdov, B. L. şi Skorodunov, B. A.: *Rasciot i konstruirovanie ugledobîvaiuscih maşin.* Moskva, 1963.
[5] Eikchoff: *Mitteilungen* nr. 3, 1958.
[6] Beron, A. I. i. dr.: *Rezanie uglia.* Gosgortehizdat. Moskva, 1962.

◆

O nouă metodă pentru determinarea cantitativă şi corelarea depunerilor de săruri de potasiu şi magneziu[*]

Prof. dr. ing. *V. PATRICIU*,
M. OLTENEANU,
N. BONCIOCAT,
B. DAVID

Descifrarea modului de formare a zăcămintelor este deosebit de importantă, atît pentru dirijarea eficientă a lucrărilor de exploatare, cît şi pentru asigurarea unei exploatări raţionale.

Geneza unui zăcămînt se poate identifica după asociaţiile de minerale care formează substanţe utile, după rocile înconjurătoare şi după rocile în care sînt cantonate.

Cunoaşterea paragenezelor minerale şi a formării rocilor oferă datele necesare complexului de lucrări care se execută pentru prospectarea şi exploatarea zăcămintelor.

Cercetarea sărurilor complexe de potasiu şi magneziu din Subcarpaţii răsăriteni ai Modovei pune o serie de probleme, atît pentru această fază de lucrări, cît şi pentru exploatarea, prepararea şi utilizarea integrală a acestor săruri. Întrucît acest obiectiv este nou pentru ţara noastră, fiecare lucrare legată de sărurile de potasiu şi magneziu reprezintă o experienţă pentru colectivele de ingineri şi tehnicieni angrenaţi în această muncă.

De aici izvorăşte necesitatea cunoaşterii cît mai amănunţite a specificului acestor zăcăminte. În funcţie de datele obţinute, se pot alege metodele eficiente pentru studierea şi valorificarea substanţei minerale utile.

Analizele ciclo-faciale înlesnesc detectarea şi urmărirea zăcămintelor de cărbuni, săruri şi în general a substanţelor minerale utile, cuprinse în domeniul sedimentar.

Studii asupra modului de depunere a sărurilor de potasiu, a ciclurilor de sedimentare şi a ritmicităţii în zăcămintele similare din Subcarpaţii Ucraineni au fost făcute de A. A. Ivanov, M. G. Valjasko, V. V. Lobanova, M. P. Fiveg, ş.a.

Este deosebit de importantă studierea caracterului specific de periodicitate a procesului de sedimentare atît a rocilor sterile cît şi a rocilor din componenţa pachetului potasifer.

Aceste date trebuie să stea la baza corelării stratigrafice a lentilelor de săruri potasice. Pe această cale se poate răspunde la întrebările dacă în diverse zone, unde au fost identificate săruri, avem de-a face cu o singură lentilă sau cu un sistem de lentile. Stabilirea caracteristicilor specifice de periodicitate se face pe baza unei cartări extrem de amănunţite şi a unui studiu petrografic foarte minuţios al întregului profil litologic.

În final, aceste studii vor duce la asigurarea unei eficienţe sporite a lucrărilor de explorare şi exploatare.

1. Date sintetice asupra genezei zăcămintelor de săruri şi utilitatea analizelor ciclo-faciale

La stabilirea ciclurilor de sedimentare folosesc datele provenite din cartări de prospectare, foraje structurale, foraje de exploatare şi lucrări miniere.

---

[*] Se supune discuţiei.

Studiul ciclurilor este legat de procesul sedimentării, de faciesurile geologice şi de tectonică.

Legea ciclicităţii sedimentării este destul de recent introdusă în geologie şi ea aduce un aport însemnat în studiile de sedimentologie.

În primul rînd, studiul amănunţit al condiţiilor paleogeografice, în care se aflau bazinele de sedimentare în epoca iniţială a ciclului halogen, ne dă indicaţiile necesare pentru stabilirea întinderii acestor bazine şi a eventualei lor legături cu marea din care proveneau sărurile.

În scopul întocmirii unui program de lucru cît mai raţional este necesară determinarea precisă a profilului stratigrafic al seriei salifere şi stabilirea unei ciclograme din care să rezulte dacă există un singur ciclu halogen sau o serie formată din mai multe cicluri. De asemenea, trebuie delimitată seria saliferă cu orizonturi potasice. Mai este necesar a se recunoaşte cîte lentile de săruri potasice sînt cuprinse în seria halogenă şi dacă ele sînt asociate cu anumite orizonturi, dintre care unele pot alcătui pachete de roci breciforme, sau îngrămădiri de roci numite brecia sării.

În general, trebuie să admitem că sedimentarea sărurilor din fiecare ciclu halogen este determinată de o nouă mişcare tectonică. Se ştie că în timpurile sinorogene predomină o nelinişte epirogenă foarte favorabilă formării unor bazine parţiale lipsite de scurgere. Totodată, tendinţa regresivă, care este o consecinţă imediată a fazelor orogene, duce la izolarea unor porţiuni din oceanele mondiale, fapt care constituie cauza iniţială şi majoră a depunerilor saline.

Astfel, sărurile cuprinse în sedimentele de la baza miocenului au fost depuse ca urmare a orogenezei din faza savică, pe cînd cele din tortonian îşi datorează existenţa fazei stirice vechi.

În etapa finală a ciclului halogen de sedimentare, bazinul se restrîngea sau, în funcţie de relief, se forma un sistem de lacuri cu soluţii concentrate în săruri de potasiu şi magneziu. În consecinţă, sărurile potasice se depun pe o suprafaţă mai redusă şi abia în faza finală a ciclului de sedimentare halogenă. Apropierea de această fază este indicată de creşterea de trei pînă la cinci ori a conţinutului de brom în sarea gemă, care formează culcuşul sărurilor de potasiu. Ciclurile de diferite ordine pot fi urmărite pînă la identificarea ritmurilor anuale.

Astfel, datorită faptului că sărurile potasice sînt mai uşor solubile la temperaturile mai ridicate ale soluţiei, ele se precipită mai mult în timpul iernii, cînd temperatura soluţiei scade, ceea ce duce la depunerea acestora.

Solubilitatea sării geme fiind mai puţin sensibilă la variaţiile de temperatură, se depune în deosebi vara, cînd, datorită evaporaţiei puternice, soluţia ajunge şi depăşeşte mai uşor concentraţia corespunzătoare saturaţiei, ceea ce favorizează depunerea halitului. Primăvara şi toamna pot să reprezinte fie depuneri de tranziţie, fie strate alcătuite din material terigen în regiunile cu precipitaţii sezoniere mai abundente.

Ciclicitatea fenomenelor geologice este proprie tuturor epocilor geologice şi ea constă din repetarea unor complexe de strate (cicluri analoge), însă nu identice, şi în al doilea rînd într-o succesiune anumită a rocilor (faciesurilor) din cadrul ciclurilor.

În aceste repetări de condiţii, un stadiu nou la care se ajunge în situaţii analoge nu se repetă în mod identic cu cel din faza precedentă, ci marchează condiţii proprii.

Desfăşurarea fenomenelor geologice are un caracter ciclic şi în acelaşi timp spiral.

Studiul coloanelor litologice arată succesiunea stratigrafică, iar aspectul faciesului petrografic al rocilor indică cicluri de sedimentare.

Jemciujnikov, în 1947, pornind de la ideea ciclicităţii sedimentării, a propus metoda analizelor ciclo-faciale, care constă din examinarea tuturor variaţiilor litologice şi paleontologice din interiorul unui ciclu.

Din cunoaşterea ciclurilor de sedimentare se pot trage concluzii importante în ce priveşte îndrumarea lucrărilor de explorare şi exploatare.

2. Determinarea cantitativă a mineralelor şi studiul ritmicităţii

În cadrul unui ciclu de sedimentare, repetarea aceluiaşi facies de mai multe ori determină ritmicitatea depunerilor, concretizată printr-un ritmo-pachet.

Formarea unui asemenea pachet de strate similare este determinată de concentraţia ionică a apei marine, de variaţiile de temperatură, presiune şi de cantitatea şi calitatea de material terigen adus de pe continent şi care este specific fiecărui anotimp.

Studiul ritmicităţii aplicat la sărurile de potasiu şi magneziu ne oferă în primul rînd posibilitatea de corelare a diverselor secţiuni dintr-o lentilă deschisă printr-o lucrare de explorare, precum şi cunoaşterea foarte amănunţită a compoziţiei mineralogico-petrografice a zăcămintelor.

Dificultatea mare în calea studiului ritmicităţii în zăcămintele noastre constă din faptul că în afară de halit, şi foarte rar polihalit, sărurile de potasiu nu formează strate monominerale, ci asociaţii complexe şi concreşteri foarte fine.

De aceea, determinarea precisă a proporţiilor dintre mineralele care alcătuiesc un strat nu poate fi obţinută numai prin studiul microscopic (mineralogic). Pe de altă parte, analiza chimică raţională duce la calcularea sărurilor simple şi nu a combinaţiilor de săruri care alcătuiesc mineralele. Metoda de calcul indicată în prezenta lucrare asigură determinarea exactă, pe cale matematică, a conținutului de minerale din fiecare strat a cărui parageneză sau asociație complexă de minerale a fost în prealabil determinată prin cercetarea mineralogică.

Ținînd seama de sugestiile profesorului M. P. Fiveg și lucrările cercetătoarei V. V. Lobanova, care se ocupă de zăcăminte similare din Ucraina Subcarpatică, am elaborat o metodologie de cercetare proprie pentru studiul ritmicității depunerilor sărurilor de potasiu și magneziu. Originalitatea constă în introducerea unei *metode noi de analiză cantitativă mineralogico-chimică, întemeiată pe calculul matematic al proporțiilor de minerale care alcătuiesc roca analizată.*

Metoda de cercetare a ritmicității se împarte în două faze — de teren și de laborator.

A. Pe teren se execută o cartare foarte detaliată la scara 1 :1 cu prelevarea de probe din fiecare strat de săruri de potasiu și magneziu, de sare gemă și din intercalațiile sterile.

Reprezentarea grafică se face la scările 1 :10, 1 :100 și prezentările ansamblului la 1 : 1 000.

B. Analizele de laborator constau în analiza mineralogico - petrografică calitativă și cantitativă, analiza chimică elementară și rațională și analiza spectrală.

a. *Analizele mineralogico-petrografice calitative* se execută în secțiuni sau în pulberi. Se determină mineralele componente, raportul dintre minerale, structura, textura și roca evaporită. Acestea servesc atît la interpretări de ordin genetic cît și ca bază a calculelor cantitative.

b. *Analizele chimice.* Se stabilește conținutul cantitativ al elementelor K^+, Na^+, Mg^+, Cl^-, Ca^{++}, SO_4^{--}, Br^-, CO_3^{--}, H_2O, după care se face calculul rațional pentru combinațiile KCl, SO_4K_2, $MgCl_2$, SO_4Mg, NaCI, $CaSO_4$ și insolubil. Datele folosesc pentru calculul mineralogic cantitativ și clasificarea industrială a zăcămîntului. Conținutul în brom dă posibilitatea interpretării profilului unui ciclu de sedimentare.

c. *Analiza spectrală.* Se identifică elementele B, Li, Cs, Rb. Datele folosesc atît pentru cunoașterea elementelor rare și disperse din zăcămînt, cît și pentru interpretări legate de studiul ciclicității. Totodată, datele furnizate de analizele spectrale ar putea sta la baza corelării stratelor pe baza raportului dintre diferitele perechi de elemente.

d. *Calculul matematic al conținutului mineralogic.* Pentru determinările alcătuirii mineralogico-petrografice cantitative s-a elaborat o metodă de interpretare rațională, întemeiată pe calcule matematice și avînd la bază analiza mineralogică calitativă și analiza chimică cantitativă rațională.

Studiile mineralogice calitative au demonstrat, în cazul zăcămîntului studiat, o serie de asociații de minerale posibile, fapt care a stat la baza procedeului de interpretare rațională elaborat.

Din punctul de vedere al modului de calcul a compoziției mineralogice cantitative, asociațiile de minerale posibile au fost împărțite în două categorii — simple și complexe. În ambele cazuri s-a utilizat o notație unitară pe care o prezentăm în cele ce urmează :

— pentru combinațiile chimice stabilite prin analiza chimică rațională (procente determinate) : NaCl — a_1 ; KCl — a_2 ; K_2SO_4 — a_3 ; $MgSO_4$ — a_4 ; $CaSO_4$ — a_5 ; H_2O de cristalizare — a_6 ; $MgCl_2$ — a_7 ; insolubil — a_8.

— pentru componenții mineralogici stabiliți prin analiza mineralogică calitativă (secțiuni, pulberi, etc.) : halit — x_1 ; silvină — x_2 ; kainit — x_3 ; polihalit — x_4 ; langbeinit — x_5 ; leonit — x_6 ; epsomit — x_7 ; anhidrit — x_8 ; ghips — x_9 ; carnalit — x_{10} ; kiserit — x_{11} ; insolubil — x_{12}.

În cazul asociațiilor simple, interpretarea mineralogică cantitativă se efectuează prin intermediul unor factori de transformare, care reprezintă raportul dintre greutatea moleculară a mineralului în cauză și greutatea moleculară a combinației chimice constituente. Exemple : NaCl (a_1) în halit (x_1) = 1 ; KCl (a_2) în kainit (x_3) = 3,33 ; $MgSO_4$ (a_4) în kainit (x_3) = 2,06, etc. și a unor coeficienți de participare a combinațiilor chimice simple în diferite minerale, reprezentînd raportul dintre greutatea moleculară a combinației chimice și greutatea moleculară a mineralului. Exemple : NaCl (a_1) din halit (x_1) = 1,00 ; KCl (a_2) din kainit (x_3) = 0,30 ; KCl (a_2) din carnalit (x_{10}) = 0,27 ; $MgSO_4$ (a_4) din polihalit (x_4) = 0,20 ; $MgSO_4$ (a_4) din kainit (x_3) = 0,48 etc.

Pentru exemplificare, redăm în continuare soluțiile de calcul pentru două cazuri de asociații simple, dar destul de frecvente.

Asociația 1

x_1 — NaCl (halit)
x_3 — $KCl.MgSO_4.3H_2O$ (kainit)
x_4 — $2CaSO_4.K_2SO_4.MgSO_4.2H_2O$ (polihalit)
x_{12} — insolubil.

Relațiile de calcul :

$x_{12} = a_8$
$x_1 = a_1$
$x_3 = 3{,}33 \times a_2$
$x_4 = 2{,}21 \times a_5 = 3{,}46 \times a_3$

Asociația 2

x_1 — NaCl (halit)
x_2 — KCl (silvină)
x_3 — $KCl.MgSO_4.3H_2O$ (kainit)
x_4 — $2CaSO_4.K_2SO_4.MgSO_4.2H_2O$ (polihalit)
x_5 — $K_2SO_4.2MgSO_4$ (langbeinit)
x_{12} — insolubil.

Relațiile de calcul :

$x_{12} = a_8$
$x_1 = a_1$
$x_4 = 2{,}21 \times a_5$
$x_5 = 2{,}38\,[a_3 - (0{,}28 \times x_4)]$
$x_3 = 2{,}06\,[a_4 - (0{,}20 . x_4) + (0{,}30 . x_5)]$
$x_2 = 1{,}00\,[a_2 - (0{,}30 . x_3)]$

După cum rezultă din exemplele prezentate, cazurile simple se caracterizează prin faptul că, în asociația de minerale considerată, calculele se efectuează prin eliminări succesive, condiționate de existența unei combinații chimice simple (dată de analiza chimică rațională) care participă integral în compoziția unui mineral cu formulă complexă.

Cazurile de asociații complexe întîlnite se caracterizează printr-o participare multiplă a combinațiilor chimice simple în minerale cu formule complexe. Aceste cazuri nu pot fi soluționate decît prin intermediul unor sisteme de ecuații a căror rezolvare este condiționată de răspunsul dat de aplicarea regulii lui Kramer (dacă sistemul întîlnit este unic determinat).

Prezentăm pentru edificare relațiile de calcul care permit rezolvarea unui caz de asociație complexă, relații care au fost stabilite prin punerea în ecuație a cazului considerat și soluționarea lui prin aplicarea regulii lui Kramer.

Asociația 3, în care participarea $MgSO_4$ în patru minerale complexe nu permite aplicarea calculului eliminărilor succesive:

x_1 — NaCl (halit)
x_2 — KCl (silvină)
x_3 — $KCl.MgSO_4.3H_2O$ (kainit)
x_4 — $2CaSO_4.MgSO_4.K_2SO_4.2H_2O$ (polihalit)
x_5 — $K_2SO_4.2MgSO_4$ (langbeinit)
x_{11} — $MgSO_4.H_2O$ (kiserit)
x_{12} — insolubil.

Relațiile de calcul:

$x_{12} = a_8$
$x_1 = a_1$
$x_2 = a_2 - (0{,}43.a_3) + (0{,}31.a_4) + (0{,}41.\ a_5) -$
$- (2{,}1 \cdot a_6)$
$x_3 = (1{,}43.a_3) - (1{,}03.a_4) - (1.36.a_5) +$
$+ (6{,}94.a_6)$
$x_4 = 2{,}21.a_5$
$x_5 = (2{,}38.a_3) - (1{,}52.a_5)$
$x_{11} = (1{,}72.a_4) + (1{,}26.a_5) - (2{,}38.a_3) -$
$- (3{,}84.a_6).$

Interpretarea acestor date duce la reconstituirea succesiunii de strate care pot alcătui un ritm facial cuprins în timpul de formare a sărurilor de potasiu și magneziu, a căror importanță practică a fost subliniată în cele de mai sus.

În prezent, metoda de analiză ciclo-facială a fost pusă la punct prin studiile inițiale făcute la Tazlău; ea poate fi însușită de geologi în executarea documentației primare și va putea fi adoptată la interpretarea lucrărilor curente de cercetare.

Prin studiul amănunțit al ciclurilor și ritmurilor de sedimentare a sărurilor din mina Tazlău, studiu care este încă în curs, s-au putut face cîteva constatări și anume:

1 — în afara stratelor monominerale de halit și uneori de polihalit, celelalte strate sînt alcătuite din asociații paragenetice în care predomină alte minerale halogene. Acest fapt confirmă complexitatea condițiilor de formare a sărurilor potasice și implicit dificultățile determinării exacte a conținutului mineralogic cu metodele folosite pînă acum;

2 — determinarea la microscop a sărurilor de potasiu în secțiuni și pulberi, așa cum a fost pusă la punct în cadrul I.E.C.M. și T.P.E.M., și identificarea paragenezelor minerale poate constitui, alături de analiza chimică rațională, punctul de plecare al calculelor matematice, prin care se stabilește compoziția mineralogică și conținutul pe sorturi de minereu a rezervelor din zăcămînt.

Pe baza lucrărilor de prospectare și explorare se vor putea extinde cercetările pentru a se stabili ciclurile de sedimentare halogene în zona Subcarpaților răsăriteni.

Concluzii

Metoda de analiză ciclo-facială, întemeiată pe determinarea ritmurilor de sedimentare, este o cale nouă de cercetare geologică. Ea dă rezultate interesante atît din punct de vedere practic cît și științific, deoarece poate fi aplicată și la studiul altor zăcăminte de origine sedimentară (petrol, cărbuni etc.) înafara celor de săruri.

Prin aplicarea acestor metode la cercetarea zăcămintelor de săruri de potasiu și magneziu din țara noastră, se va ajunge la un grad de cunoaștere mai amănunțită a poziției stratigrafice, a compoziției mineralogice și a tectonicii lor interne.

Este interesant de remarcat că prin analiza și identificarea ritmului de sedimentare se pot trage concluzii în ce privește corelarea lentilelor de săruri potasice și se poate aduce o contribuție la elaborarea unei metode de probare mai rațională și mai puțin costisitoare. Deosebit de importantă este și posibilitatea pe care ne-o dă de a calcula rezerve pe sorturi de minerale.

Analiza mineralogică cantitativă, pe baza analizei chimice raționale și prin calcule matematice, reprezintă o metodă modernă corespunzătoare rezolvării unei largi game de probleme care pot fi soluționate pe această cale.

ANEXĂ

Raționamentul matematic pentru cazul complex considerat:

Asociația 3:

$x_1 = a_1$

$$x_4 = \frac{a_5}{2\ CaSO_4}(2\ CaSO_4 + K_2SO_4 + MgSO_4 + 2\ H_2O) = 2{,}21.a_5$$

$$x_5 = (2a_3\ CaSO_4 - a_5\ K_2SO_4)\frac{K_2SO_4 + 2\ MgSO_4}{2\ CaSO_4 \cdot K_2SO_4} = (2{,}38.a_3) - (1{,}52.a_5)$$

$x_{12} = a_8$

S-au utilizat în continuare următoarele notaţii :

$y_2^{(2)}$ — coeficientul de repartiţie a KCl în silvină ;

$y_2^{(3)}$ — coeficientul de repartiţie a KCl în kainit ;

$y_4^{(3)}$ — coeficientul de repartiţie a $MgSO_4$ în kainit ;

$y_4^{(11)}$ — coeficientul de repartiţie a $MgSO_4$ în kiserit ;

$y_6^{(3)}$ — coeficientul de repartiţie a apei de cristalizare în kainit ;

$y_6^{(11)}$ — coeficientul de repatiţie a apei de cristalizare în kiserit.

Cu aceste notaţii sînt evidente relaţiile :

$$x_2 = a_2 \cdot y_2^{(2)}$$
$$x_3 = a_2 \cdot y_2^{(3)} + a_4 \cdot y_4^{(3)} + a_6 \cdot y_6^{(3)}$$
$$x_{11} = a_4 \cdot y_4^{(11)} + a_6 \cdot y_6^{(11)}$$

După cum rezultă, totul se reduce la determinarea celor şase coeficienţi de repartiţie. Pentru aceştia s-a stabilit următorul sistem de ecuaţii :

$$y_2^{(2)} + y_2^{(3)} = 1$$
$$y_4^{(3)} + y_4^{(11)} = 1 - y_4^{(4)} - y_4^{(5)} =$$
$$= 1 + \frac{a_5}{2a_4} \cdot \frac{MgSO_4}{CaSO_4} - \frac{2a_3}{a_4} \cdot \frac{MgSO_4}{K_2SO_4} =$$
$$= \frac{a_4 + (0{,}44 \cdot a_5) - (1{,}38 \cdot a_3)}{a_4}$$
$$y_6^{(3)} + y_6^{(11)} = 1 - y_6^{(4)} = 1 - \frac{a_5}{a_6} \cdot \frac{H_2O}{CaSO_4} =$$
$$= \frac{a_6 - (0{,}13 \cdot a_5)}{a_6}$$
$$a_2 \cdot y_2^{(3)} = a_4 \cdot y_4^{(3)} \cdot \frac{KCl}{MgSO_4} = 0{,}62 \cdot a_4 \cdot y_4^{'3)}$$
$$a_2 \cdot y_2^{(3)} = a_6 \cdot y_6^{(3)} \cdot \frac{KCl}{3\,H_2O} = 1{,}38 \cdot a_6 \cdot y_6^{(3)}$$
$$a_4 \cdot y_4^{(11)} = a_6 \cdot y_6^{(11)} \cdot \frac{MgSO_4}{H_2O} = 6{,}7 \cdot a_6 \cdot y_6^{(11)}$$

Determinantul sistemului este diferit de zero după cum rezultă din cele de mai jos şi prin urmare sistemul este unic determinat, soluţia calculîndu-se prin regula lui Kramer.

$$\begin{vmatrix} 1 & 1 & 0 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & a_4 & a_4 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & a_6 & a_6 \\ 0 & a_2 & -0{,}62 \cdot a_4 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & a_2 & 0 & 0 & -1{,}38 . a_6 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & a_4 & 0 & -6{,}7 \cdot a_6 \end{vmatrix}$$

$$= a_2 \cdot a_4 \cdot a_6 \begin{vmatrix} 0 & 1 & 1 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 1 & 1 \\ 1 & -0{,}62 \cdot a_4 & 0 & 0 & 0 \\ 1 & 0 & 0 & -1.38 \cdot a_6 & 0 \\ 0 & 0 & a_4 & 0 & -6{,}7 \cdot a_6 \end{vmatrix} =$$

$$= - a_2\, a_4 . a_6 \begin{vmatrix} 0 & 0 & 0 & 1 \\ 1 & 0{,}62 \cdot a_4 & 0 & 0 \\ 1 & 0 & -1{,}38 \cdot a_6 & 0 \\ 0 & a_4 & 6{,}7 \cdot a_6 & -6{,}7 \cdot a_6 \end{vmatrix} =$$

$$= a_2 . a_4 . a_6 \begin{vmatrix} 1 & 0{,}62 \cdot a_4 & 0 \\ 1 & 0 & -1{,}38 \cdot a_6 \\ 0 & a_4 & 6{,}7 \cdot a_6 \end{vmatrix} =$$

$$= -2{,}77 \cdot a_2 \cdot a_4^2 \cdot a_6^2 \neq 0$$

BIBLIOGRAFIE

[1] **Fiveg**, M. P. : *Die Kalisalzlagerstätten in der U.d. S.S.R.* Sonderdruck aus „Freiberg Forschungshefte”, A 267.

[2] **Ivanov**, A. A. : *Bazele geologiei şi metodele de prospectare, explorare, exploatare şi caracterizare a zăcămintelor de săruri minerale*, (traducere din limba rusă).

[3] **Jemciujnikov** : *Ţiklicinosti stroeniia uglenosnîh tolscei, periodicinosti osadkonaskoplenia i metodî ih izucenia.* Tr. gheolog. Nauk A.U.S.S.R. V 90 Ugol, Seria 2, 1947.

[4] **Lobanova**, V. V. : *Probleme privind petrografia zăcămintelor de potasiu din Subcarpaţii Răsăriteni* (R.S.S. Ucraineană).

[5] **Lotze**, F. : *Steinsalz und Kalisalze.* Geologie (Ed. Borntraeger.)

[6] **Olteneanu**, M. : *Cercetări mineralogice şi petrografice asupra minereului din zăcămîntul de potasiu şi magneziu de la Tg. Ocna — Gălean.* Revista Minelor nr. 1, 1963.

[7] **Papiu**, V. C. : *Petrografia rocilor sedimentare.* Ed. ştiinţifică, Bucureşti, 1960.

[8] **Rinne**, F. : *Gesteinskunde.* (Ediţia 11-a, M. Jänecke).

* * *

Epurarea apelor reziduale din instalaţiile de preparare

Ing. *I. GROU*,
ing. *D. TULLIU*

I

Directivele celui de-al III-lea Congres al P.M.R. prevăd în planul de dezvoltare a economiei naţionale pe anii 1960—1965 necesitatea asigurării unui ritm intens de dezvoltare a industriei miniere.

Realizarea marilor obiective care revin industriei de preparare a minereurilor şi cărbunilor este strîns legată de folosirea şi deversarea în bazinele naturale a unor mari cantităţi de apă. De aceea problema epurării apelor uzate, pentru a se evita impurificarea bazinelor naturale în care aceste ape sînt evacuate, se impune din ce în ce mai impetuos.

Dezvoltarea necontenită a industriei şi agriculturii, precum şi creşterea populaţiei orăşeneşti, reclamă cantităţi mereu sporite de apă cu calităţi superioare.

În trecut, satisfacerea acestor nevoi a întîmpinat greutăţi datorită gradului avansat în care o mare parte din apele de suprafaţă şi surse subterane erau murdărite de apele reziduale evacuate de diferitele industrii sau de canalizările oraşelor.

Pentru remedierea acestei situaţii şi pentru protecţia calităţii apelor, care reprezintă o importantă avuţie naţională, în ultimii ani s-a luat o serie de măsuri speciale.

În prezent, prin H.C.M. nr. 311 din 1963, s-au stabilit măsuri concrete pentru înlăturarea totală a stării de impurificare a apelor din ţara noastră. Printre măsurile luate se prevede ca Ministerul Învăţămîntului să includă în programa analitică a institutelor de învăţămînt superior, care pregătesc ingineri tehnologi în ramurile: minieră, petrol, chimie etc., cunoştinţe de specialitate privind epurarea apelor reziduale provenite din industriile respective. De asemenea este prevăzută şcolarizarea personalului mediu tehnic, atît pentru nevoile unităţilor industriale, cît şi pentru oraşe.

Condiţiile impuse industriei cu privire la evacuarea apelor reziduale fără impurificarea bazinelor sînt pe deplin justificate sub raportul economiei naţionale. Cu cît gradul de impurificare a apelor de suprafaţă este mai mare, cu atît mai greu se obţine apa corespunzătoare exigenţelor pentru diverse scopuri. Costul epurării apei este cu atît mai mare cu cît este mai mare gradul de impurificare a apelor reziduale.

În propriul său interes, industria este obligată să ia măsuri hotărîtoare pentru epurarea apelor reziduale.

1. Condiţiile de calitate pe care trebuie să le îndeplinească cursurile naturale de apă în regiunea de amestec cu apele reziduale

Din punctul de vedere al protecţiei cursurilor naturale de apă împotriva degradării lor cu ape reziduale, normele în vigoare stabilesc următoarele categorii de ape:

Categoria I — porţiunile din cursurile naturale de apă care folosesc pentru alimentarea cu apă potabilă a oraşelor şi a altor centre populate, precum şi pentru alimentarea cu apă a pepinierelor principale.

Categoria a II-a — porţiunile din cursurile naturale de apă care folosesc pentru nevoile gospodăreşti, pentru alimentarea cu apă industrială a întreprinderilor din industria alimentară, a iazurilor şi eleşteelor principale, precum şi porţiunile cu locuri recunoscute ca favorabile reproducerii peştilor.

Categoria a III-a — porţiunile din cursurile de apă folosite pentru alimentarea cu apă a întreprinderilor industriale, pentru scăldat etc. Din această categorie fac parte şi porţiunile care se află în calea peştilor spre locurile de reproducţie sau care prezintă interes arhitectonic decorativ.

După amestecul complet cu ape reziduale, apele cursurilor naturale trebuie să corespundă, conform normelor STAS, condiţiilor din tabela 1.

Felul substanţelor toxice şi cantităţile admise în diferite ţări sînt indicate în tabela 2.

În general, debitul cursului de apă primitor, în regiunea de amestec cu apele reziduale (la care se referă condiţiile de calitate impuse), este debitul minim normal pe o perioadă de 20 ani.

2. Epurarea mecanică a apelor reziduale care părăsesc instalaţiile de preparare

Industria minieră şi în special uzinele de preparare folosesc cantităţi mari de apă care în procesul de preparare se impurifică cu sub-

Tabela 1

Specificație	Condiții de admisibilitate
Conținut de substanțe în suspensie:	
— pentru ape de categoria I	max. 0,25 mg/l
— pentru ape de categoria a II-a	max. 0,75 mg/l
— pentru ape de categoria a III-a	max. 1,50 mg/l
Culoarea după amestec cu apa din bazinul receptor	Să nu aibă culoare perceptibilă în coloană în înălțime de: 20 cm pentru ape de categoria I; 10 cm pentru ape de categoria a II-a; 5 cm pentru ape de categoria a III-a.
Miros și gust	Apele din cursul primitor, după amestecul cu ape reziduale, să nu aibă mirosul și gustul apelor reziduale respective.
*p*H	6,5—8,5
Consum biochimic de oxigen în 5 zile (CBO — 5) la 20°C:	
— pentru ape de categoria I	max. 2 mg oxigen/l
— pentru ape de categoria a II-a	max. 4 mg oxigen/l
— pentru ape de categoria a III-a	nu se normează
Oxigen dizolvat	minimum 4 mg/l
Germeni patogeni în apele reziduale înainte de evacuare în cursul primitor	lipsă
Creștere de temperatură peste temperatura maximă normală	maximum 2°C
Substanțe plutitoare uleioase (uleiuri, grăsimi, produse petroliere etc.)	Se admit însă fără să formeze o peliculă compactă.

Tabela 2

Substanțe toxice	Concentrație maximă admisă, mg/l		
	R.P.R.	U.R.S.S.	R.S.C.
Pb	0,1	0,1	0,1
Hg	0,005	0,005	0,005
Cu	0,1	0,1	0,1
Zn	5,0	5,0	5,0
Ni	1,0	0,1	1,0
Cr	0,2	0,1—0,5	0,1—0,5
As	0,05	0,05	0,05
Cd	0,1	—	0,1
Cl liber	lipsă	lipsă	lipsă
CN	0,1	0,1	0,1
N_2S	lipsă	lipsă	0,5
S_2C	1,0	1,0	1,0
NH_4	25	—	—
NH_3 gazos	1,0	—	—
Acid picric	0,5	—	—
Fenol	0,0001	0,0001	—
Produse petroliere	0,1	0,3—0,05	0,1
Acizi: formic, lactic, benzoic	—	1—5,0	—
Clorobenzen	—	0,5	—

stanțe minerale în suspensie, precum și cu substanțe chimice dizolvate, provenite din reactivii folosiți în procesele tehnologice.

Epurarea mecanică a apelor reziduale din instalațiile de preparare a minereurilor feroase, neferoase și nemetalifere este rezolvată în sensul că majoritatea uzinelor de preparare au amenajate iazuri de decantare pentru depunerea suspensiilor solide, iazuri care funcționează pe principiul decantării subacvatice a sterilului și eliminarea apei limpezite cu ajutorul sondei inverse.

Substanțele minerale în suspensie se depun prin acest procedeu în proporție de 98—99,9%.

Ca o particularitate constructivă a iazurilor de decantare, comparativ cu cele folosite la noi, se menționează construcția în R.S.C. a sondelor inverse din tronsoane de beton, precum și tendința de a întrebuința pe cît posibil jgheaburi de lemn cu profil deschis în locul conductelor metalice închise.

În privința instalațiilor de preparare a cărbunilor, în multe țări se observă tendința de a renunța la desecarea sterilului de la flotație și a șlamurilor fine în iazuri de decantare, din cauză că ele necesită o suprafață mare și implică cheltuieli mari de investiții și exploatare.

Reziduurile de la flotația cărbunilor prezintă, în general, următoarele caracteristici:

- conținutul ridicat de cenușă în particulele solide;
- particulele solide sînt foarte dispersate din cauza reactivilor de flotație;
- particulele solide sub 0,074 mm sînt în cantități apreciabile și au un conținut ridicat de cenușă;
- o bună parte din particulele fine sub 0,074 mm se prezintă sub formă de argile și marne în stare coloidală sau semicoloidală;
- diluția sterilelor evacuate este relativ mare.

Acești factori fac ca nici filtrarea directă a reziduurilor să nu fie economică deoarece ar trebui filtrată o cantitate prea mare de apă. Ca atare se impune o metodă de îngroșare preliminată a particulelor solide.

Obișnuit, limpezirea apei și îngroșarea este realizată prin sedimentare gravitațională în îngroșătoare circulare prevăzute cu un mecanism cu brațe și greble care se rotește încet și care răzuiește particulele solide spre un punct central de evacuare, iar apa limpezită se revarsă într-un jgheab circular periferic și apoi este evacuată.

La alegerea îngroșătorului trebuie ținut cont de următorii factori de bază:

- realizarea unei bune limpeziri a apei pentru a putea fi reutilizată în procesul de preparaţie sau evacuată în rîu ;
- asigurarea unei concentrări la maximum a particulelor solide pentru desecarea finală prin filtrare.

Pentru mărirea vitezei de limpezire a apelor reziduale, în cazul în care acestea conţin argile şi marne şi care în general sedimentează foarte încet, în îngroşătoare se adaugă reactivi de floculare pentru accelerarea procesului. Printre floculanţii mai utilizaţi se menţionează :

- floculanţi anorganici : sulfat de fier, sulfat de aluminiu, clorură ferică, var, ipsos etc. ;
- polimeri pe bază de poliacril amidă : Separan AP-30, Separan NP-10, Separan 2 610 (produse americane) ; PAM (produs sovietic) şi Florom (produs romînesc) etc.

Produsele solide rezultate la îngroşare sînt desecate în final prin filtrare.

Schema de principiu a fluxului tehnologic care poate fi aplicat pentru tratarea reziduurilor de la flotaţie este dată în figura 1.

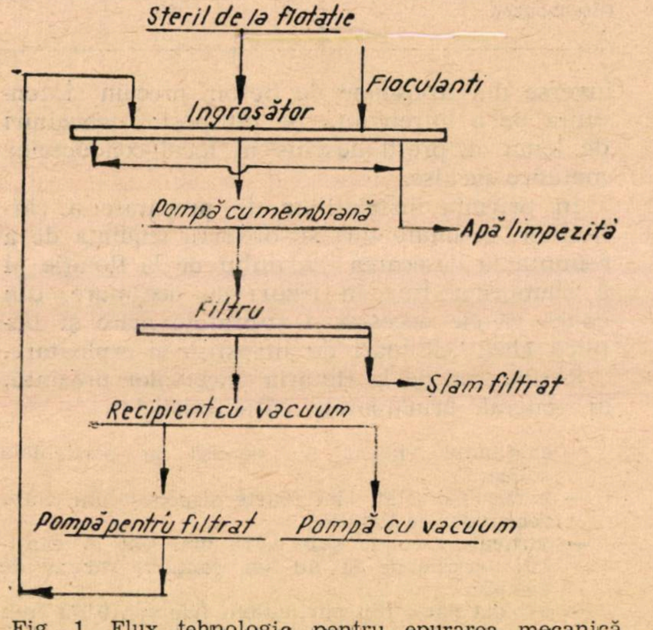


Fig. 1. Flux tehnologic pentru epurarea mecanică a apelor reziduale din instalaţiile de preparare a cărbunilor.

În S.U.A. se întrebuinţează în prezent două tipuri de filtre cu funcţionare continuă : filtru cu discuri şi filtru cu tobă şi rolă de descărcare.

Filtrul cu tobă şi rolă de descărcare este utilizat pentru reziduuri fine de la flotaţie care conţin cantităţi mari de argile şi marne.

În Anglia, Franţa şi R.F.G. sînt utilizate filtrele presă cu funcţionare discontinuă pentru reziduuri de flotaţie care se filtrează greu şi pentru desecarea şlamurilor brute.

O altă tehnologie adoptată pentru epurarea mecanică a apelor reziduale din spălătoriile de cărbune este cea folosită de spălătoria Westende (Anglia) redată în figura 2.

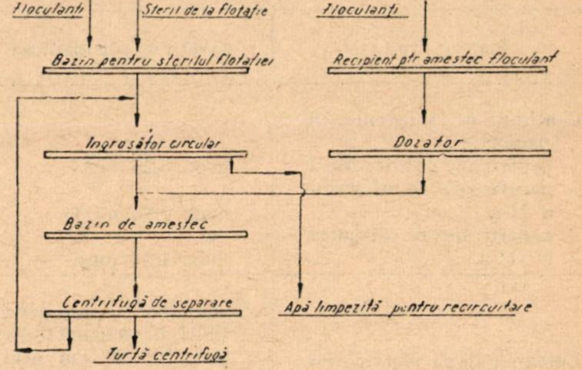


Fig. 2. Tehnologia epurării mecanice la spălătoria Westende.

Această tehnologie înlocuieşte desecarea finală cu filtru presă prin desecarea cu ajutorul centrifugării.

După cum reiese din schemă, sterilul de la flotaţie, sosit într-un bazin în care se adaugă drept floculant Proestol, este pompat într-un îngroşător circular tip Dorr în care substanţele solide se depun astfel încît suprascurgerea, care are un conţinut de 0,2 g/l substanţă solidă, poate fi condusă în circuitul de apă de spălare. Şlamul îngroşat la 500 g/l este refulat cu o pompă cu ejectoare la o centrifugă de separare avînd diametrul de 600 mm şi o turaţie de 1 800 rot/min, după care i s-a adăugat încă o dată o soluţie diluată de Proestol.

Cu instalaţia mai sus arătată s-au obţinut următoarele rezultate :

- debit de alimentare al centrifugei, 6—9 m^3/h ;
- conţinut de substanţe solide, 250—300 g/l ;
- extracţia de substanţe solide, 1,5—4,5 t/h ;
- conţinutul de apă al turtei centrifugate, 26—27% ;
- conţinutul de substanţă solidă în fitru, 1—1,5 g/l ;
- consumul total de floculanţi pe tona de substanţă solidă, 300 g.

La spălătoria Rossington (Anglia), unde s-au instalat în anul 1950 primele filtre presă pentru desecarea sterilului de la flotaţie şi care ulterior au fost adoptate în tehnologia numeroaselor instalaţii din Anglia, s-a trecut în prezent la înlocuirea filtrelor presă prin centrifuge. Tehnologia nouă adoptată în această spălătorie este redată în figura 3.

Rezultatele obţinute la spălătoria Rossington au fost atît de favorabile încît Administraţia naţională a minelor de cărbuni din Anglia a comandat între timp încă alte şapte instalaţii de acest fel.

În R.S.C. s-au făcut experimentări pentru desecarea şlamului de cărbune de granulaţie fină cu o centrifugă melc tip UCM-1U cu debitul de 150 m^3/h fabricată de uzina „Frunze“ din Kiselevsk (U.R.S.S.), tehnologie care a fost adoptată începînd cu anul 1962 în instalaţia de la Nosek. Extracţia substanţelor solide în şlamul desecat

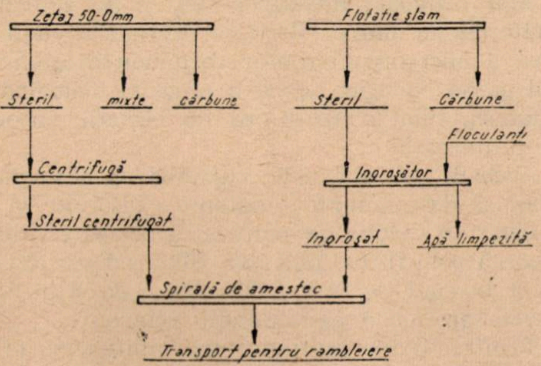


Fig. 3. Tehnologia epurării mecanice la spălătoria Rossington.

este de 80—85% pentru un conținut de apă de 24—27%.

În U.R.S.S. în prezent sînt în exploatare în uzinele de preparare a cărbunelui circa 400 centrifuge de acest tip și se extinde producția centrifugelor melc cu debite mai mari (tip UCM-2U cu debit 250 m^3/h și UCM-3U cu debit 500 m^3/h).

Prin folosirea centrifugei UCM-1U la instalațiile de preparare a cărbunelui din Donbas, Karaganda, Kuzbas și Gruzia s-au obținut rezultatele din tabela 3.

Tabela 3

Produsul	Întreprinderea	Alimentare, g/l	Produse de desecare	
			umiditate, %	îngroșare filtrat g/l.
Şlam cărbune	Karaganda	250—300	26—28	60—80
Şlam cărbune	Karaganda	300—350	23—26	80—100
Şlam cărbune	Karaganda	150—200	22—30	40—60
Şlam cărbune	Gruzia	300	24—30	50—80
steril flotat	Kuzbas	150	26—28	50—70

Din cele expuse mai sus se poate trage concluzia că pentru epurarea apelor reziduale din instalațiile de preparare a cărbunilor, tehnologia adoptată în prezent, din considerente tehnologice și economice, constă în îngroșarea șlamurilor fine și a sterilelor de la flotație în îngroșătoare circulare, urmată de filtrarea sau centrifugarea produselor îngroșate.

Apa limpezită rezultată este de regulă recirculată în instalație.

Pentru mărirea eficacității operațiilor de îngroșare, filtrare și centrifugare se adaugă la fiecare operație floculanții necesari.

La noi în țară epurarea mecanică a apelor reziduale de la preparațiile din Valea Jiului a întîmpinat o serie de dificultăți datorită modului de prezentare a acestor ape, care conțin cantități importante de argilă foarte fină și praf de cărbune în suspensie.

Pe baza cercetărilor efectuate în cadrul C.C.V.J. a fost stabilită ca tehnologie de bază decantarea reziduurilor în îngroșătoare circulare prin adăugare de ipsos drept floculant de mare eficacitate și filtrarea sub presiune a materialului îngroșat în filtre-presă, în vederea transportării lui la haldă.

Filtrarea sub presiune a șlamului steril îngroșat, care la noi în țară este de dată recentă, s-a experimentat la Preparația Petrila, prin utilizarea unei instalații de filtrare tip Progres Engineers.

Rezultatele filtrării au fost favorabile, în sensul că s-au obținut reziduuri de filtrare cu umiditate medie de 20% iar apa filtrată a avut un conținut de 2—3 mg/l solid în suspensie.

Prin rezultatele obținute, care sînt similare cu cele obținute la spălătoriile de cărbune din alte țări, au fost create premisele rezolvării, în condiții tehnico-economice satisfăcătoare, a apelor reziduale de la instalațiile din Valea Jiului.

3. Epurarea chimică a apelor reziduale

Dacă epurarea mecanică a apelor reziduale în momentul de față este oarecum rezolvată, în sensul că majoritatea instalațiilor de preparare dispun de iazuri sau decantoare pentru depunerea substanțelor solide, epurarea chimică are încă o aplicație limitată, în majoritatea țărilor fiind în fază de cercetare.

Flotația, care în prezent își găsește o aplicație tot mai largă în prepararea substanțelor minerale utile, este strîns legată de introducerea unor reactivi noi de flotație naturali sau sintetici, nu totdeauna bine determinați din punct de vedere chimic și care duc la obținerea unor noi categorii de ape reziduale impurificate cu aceste substanțe.

După cum se știe, eficiența pentru epurarea chimică a apelor reziduale, realizată în cadrul iazurilor de decantare, este scăzută, iar pentru o epurare chimică satisfăcătoare a apelor reziduale este nevoie de instalații speciale, bazate pe procedee biologice, fizice sau chimice de epurare.

4. Procedee biologice pentru tratarea apelor reziduale

Tratarea apei reziduale prin procedee biologice urmărește descompunerea substanțelor organice solubile folosite în flotație, precum și a substanțelor coloidale rămase în apă după trecerea acestora prin iazurile de decantare.

De obicei, calitatea bazinelor de apă este determinată pe baza unor criterii analitice privind conținutul în substanțe organice și posibilitatea de autoepurare.

Din aceste criterii fac parte conținutul biochimic de oxigen (CBO-5), care se stabilește de obicei peste cinci zile, și consumul chimic de oxigen (CCO) exprimat prin consumul de MnO_4K sau $Cr_2O_7K_2$ în apă.

În legătură cu aceasta este important și consumul de oxigen din apă în 48 ore.

Prin consumul biochimic de oxigen se înțelege cantitatea de oxigen necesară pentru oxidarea biochimică a substanțelor conținute într-o probă de apă, apă reziduală sau reziduul.

Acest consum caracterizează intervalul de timp în care a avut loc oxidarea impurităților organice din apă, fiind considerat un indice al afluenței apelor reziduale în bazinul de apă.

Prin consumul de oxigen se înțelege scăderea cantităților de oxigen dintr-o probă de apă închisă în sticlă provocată de procesele biochimice.

Oxigenul dizolvat în apa bazinului de recepție trebuie să fie în cantitate suficientă pentru a putea descompune impuritățile organice ale apelor reziduale. Dacă oxigenul este consumat în cursul acestui proces total sau chiar numai pînă la o anumită limită, substanțele organice suferă un proces de putrezire și periclitează fauna și flora acvatică. Este nevoie deci ca oxigenul apei din bazinul natural de recepție să fie capabil a descompune toate impuritățile organice aduse de apele reziduale.

De asemenea, în orice apă curgătoare trebuie să existe un echilibru biologic, adică un raport anumit și constant între numărul de bacterii, impurități organice și plancton.

Menținerea acestui raport impune o tratare potrivită a apei.

Metodele de epurare artificială a apelor reziduale imită în mare măsură procesele naturale care au loc în bazinele de apă. La descompunerea substanțelor organice intervin microorganismele (bacterii, protozoare și enzimele lor), procesul fiind aerob, avînd loc în același timp și anumite procese chimice și fizice.

Pentru o bună descompunere a substanțelor organice, în apa reziduală nu sînt admise concentrații de toxine biologice care ar putea să perturbeze descompunerea.

Dintre metodele biologice cele mai utilizate pînă în prezent amintim epurarea cu ajutorul filtrului biologic și epurarea cu ajutorul mîlului activ.

La epurarea cu ajutorul filtrului biologic, apa divizată în picături fine curge pe suprafețele materialului din filtru cu granulație mare (cocs, zgură, pietriș, clincher, roci naturale etc.).

Apa reziduală absoarbe aer și pe suprafața materialului dintre filtru se dezvoltă o viață activă a microorganismelor formîndu-se așa-numitul gazon biologic, adică a pojghiță biologică de bacterii, fiind o simbioză de bacterii, ciuperci și protozoare.

Această peliculă este capabilă să absorbă și apoi să descompună substanțele dizolvate și coloidale. În funcție de cantitatea de apă reziduală trecută prin filtru, pelicula fiind îndepărtată din cînd în cînd, se formează alta nouă și în felul acesta are loc o permanentă reînnoire.

Printre filtrele biologice mai utilizate se citează filtrele percolatoare de mare randament în formă de con trunchiat sau de piramidă trunchiată și filtrele turn.

Scăderea valorii COB-5 a apei prin folosirea filtrelor biologice mai sus arătate este de 70—90%.

Procedeul epurării apelor reziduale cu ajutorul mîlului activ este considerat ca cea mai puternică intensificare a procesului de autoepurare a bazinelor de apă.

Curgînd prin așa-numitul aerotanc, apa reziduală absoarbe aer în așa măsură încît se poate forma un plancton reprezentat printr-o mulțime de organisme, în special bacterii și protozoare care efectuează descompunerea. Mîlul activ este capabil să absoarbă substanțele de impurificare, astfel că microorganismele aflate în mîlul activ pot să realizeze descompunerea. În aerotancuri, mîlul în flocoane se menține în stare de suspensie cu ajutorul unor dispozitive mecanice sau prin insuflare cu aer, realizîndu-se în felul acesta o amestecare uniformă cu apa reziduală. Productivitatea unei asemenea instalații este determinată de consumul de oxigen și de cantitatea de mîl. În condiții optime conținutul de oxigen în aerotanc este de 1—4 mg/l. Consumul de aer crește cu cît apa reziduală este mai impurificată și cu cît gradul de purificare a apei tratate este mai mare. În practică, necesarul de aer se ia de 34 m^3 aer comprimat pentru un kilogram oxigen biochimic din apa reziduală.

Tancul pentru activarea nămolului se calculează în raport cu oxigenul biochimic necesar al apei reziduale.

Încărcarea medie pentru un metru cub volum al rezervorului este de 0,5 kg oxigen biochimic în 24 ore.

◆

Contribuții la recondiționarea sfredelelor de mină la exploatările din Valea Jiului

Ing. *T. TECU*,
ing. *V. ZAMFIR*

În lucrarea de față, ne propunem să studiem procesul de recondiționare a sfredelelor de mină la exploatările din Valea Jiului și influența acestuia asupra vitezei de perforare și uzurii tăișurilor.

Durata de funcționare a unui sfredel între două recondiționări succesive depinde, pe de o parte, de tăria rocii în care se perforează, iar pe de altă parte, de calitatea recondiționării sfredelului.

O recondiționare incorect efectuată duce la uzură excesivă a tăișului sferedelului, înainte ca acesta să fi perforat o lungime corespunzătoare de gaură și, implicit, la un consum mai mare de materiale și energie.

Este evident faptul că, uzura sfredelelor depinde de tăria rocilor perforate. Astfel, rocile dure vor uza mai repede tăișurile, ducînd la micșorarea vitezei de perforare și scoaterea din lucru a sfredelului pentru o nouă recondiționare, fapt care necesită timp și energie.

Folosirea sfredelului cu capete detașabile, confecționate din oțel special sau armate cu aliaje dure, a rezolvat în general neajunsurile amintite mai sus.

Astăzi la perforarea rocilor dure se folosesc cu succes sfredele armate „monobloc" la care cuțitul din material dur este sudat prin curenți de înaltă frecvență chiar pe corpul sfredelului.

Mai mult, în U.R.S.S., Anglia, S.U.A. s-au făcut încercări de perforare umedă cu substanțe tensioactive în care lichidul injectat este o soluție de reactivi chimici: soluție diluată 0,1—0,2% de clorură de aluminiu pentru forare în cuarțite, soluții de 0,1—0,3% selmarin pentru gresii cu ciment silicios, soluții de carbonat de sodiu 0,05—0,25% pentru dolomite și calcare etc. Acestea au un efect puternic de înmuiere a rocilor, micșorînd uzura tăișurilor sfredelelor și mărind viteza de perforare. La încercările de perforare efectuate în U.R.S.S. și în S.U.A. în roci calcaroase, prin folosirea unei soluții de sodă de 0,05%, viteza de perforare a crescut cu circa 30%.

În cazul rocilor dure, acest procedeu prezintă următoarele avantaje: mărește viteza de perforare prin acțiunea reactivului chimic asupra rocii, răcește tăișurile sfredelului, care în timpul perforării se încălzesc, și deoarece materialul sfărîmat se evacuează sub formă de noroi, micșorează cantitatea de praf silicogen din atmosfera abatajului.

Pentru roci moi și semitari se recomandă sfredelele nearmate cu tăișul corp comun cu tijă, fiind ieftine și deci mai economice pentru aceste roci.

Avînd în vedere faptul că rocile din Valea Jiului se pretează la perforare cu sfredele cu tăișuri corp comun, acest studiu se va ocupa numai de recondiționarea acestora.

Materialul din care sînt confecționate sfredelele percutante este un oțel aliat hipoeutectoid cu: 0,677% C, 0,5—0,9% Mn, 0,2—0,5% Si și maximum 0,06% P+S.

Pentru realizarea unei durități și a unei rezistențe ridicate la uzură trebuie ca prin tratamentul termic la care e supusă floarea sfredelului, după matrițare, să se obțină la tăiș constituentul metalografic cel mai dur — martensita — cu duritate de circa 650 HB.

La perforarea rocilor tari însă se ivește un neajuns principal și anume: pe timpul perforării, din cauza frecării dintre sfredel și rocă, acesta se încălzește, decălindu-și muchiile tăietoare, scăzînd în felul acesta rezistența de uzură. (Se știe că martensita α se transformă în martensită β la numai 100°C încălzire — domeniul transformării martensitice fiind 50—280°C, iar la o încălzire de peste 280°C martensita se transformă în constituenți inferiori ca: troostită, osmodită, bainită etc., care au durități mai mici, 250—500 HB).

Recondiționarea sfredelelor. Tratamentul termic

S-a arătat mai sus că în timpul perforării unei găuri de mină tăișurile sfredelului se uzează, iar uzura este cu atît mai rapidă cu cît roca este de o duritate mai mare și ascuțirea sfredelului este incorect făcută. O dată uzate tăișurile, sfredelul nu mai poate îndeplini condițiile amintite mai sus, trebuind să fie recondiționat.

Recondiționarea sfredelelor de mină constă din două operații principale:

— *refacerea florii sfredelului*, care se face manual sau la o mașină specială de forjat și ascuțit sfredele;

— *tratamentul termic*, care condiționează în cea mai mare măsură duritatea sculei.

Prin prima operaţie trebuie ca forma florii sfredelului (daltă simplă sau dublă, în formă de X, în formă de Z, de cruce sau rozetă etc.) să fie refăcută la dimensiunile normale, iar unghiul de ascuţire dintre muchiile tăietoare să fie respectat.

Atît forma cît şi unghiul au fost determinate experimental, în funcţie de duritatea rocilor. Sînt recomandate, în ordinea crescătoare a durităţilor rocilor, formele de daltă simplă către formele de rozetă, iar unghiul de ascuţire a tăişurilor după cum urmează:

60—70°, pentru roci semitari;
70—100°, pentru roci tari;
100—130°, pentru roci foarte tari.

A doua operaţie a recondiţionării o constituie tratamentul termic, de eficacitatea căruia depinde durata de funcţionare a tăişului.

În practică însă, această operaţie importantă se efectuează cu multă superficialitate unde, din cauza comodităţii sau dintr-o economie greşit înţeleasă, nu se iau măsurile necesare pentru ca încălzirea sfredelelor pînă la temperatura de călire să se facă în cuptoare amenajate cu dispozitive care să permită păstrarea şi controlul riguros al acesteia.

Unităţile miniere din Valea Jiului folosesc pentru încălzirea sfredelelor cuptoare cu combustibil lichid (motorină) şi cuptoare-forjă cu combustibil solid (cărbune). În acestea se introduc de la început mai multe sfredele (10—15 bucăţi) lăsîndu-le să se încălzească pînă la temperatura de forjare, apreciată după culoare. După forjare, se încălzeşte din nou pînă la temperatura de călire, apreciată tot după culoare, călindu-se apoi în apă sau apă sărată. Se lasă apoi să se răcească în aer liber sau în nisip, în care timp se face şi revenirea.

În timpul în care se forjează primele sfredele, celelalte se supraîncălzesc şi se oxidează puternic, îngreuind în felul acesta forjarea şi călirea.

Metoda încălzirii cu flacără directă este dăunătoare pentru că în păturile superficiale ale oţelului se produc reacţii: $C+O_2=CO_2$, de decarburare şi $Fe+O=FeO$, de oxidare.

Viteza de formare a oxizilor de fier creşte o dată cu creşterea temperaturii. Astfel la 700°C, în cuptor deschis, intensitatea oxidării este de 6 ori mai mare decît la 600°C, iar la 800°C — de zeci de ori mai mare. Procesele de oxidare şi decarburare a părţilor tăietoare ale sfredelului, micşorează foarte mult proprietatea de călire a oţelului şi-i scade rezistenţa la uzură.

La exploatările la care încălzirea se face în forje se adaugă încă un neajuns observat pe timpul forjării şi mai ales după călire: fisurarea florii sfredelului. Floarea fisurată (3—5 cm) se îndepărtează şi se forjează una nouă, fapt care măreşte consumul de oţel de sfredele şi consumul de combustibil şi manoperă.

Fisurile se datoresc faptului că încălzirea sfredelelor se face în cărbune de Valea Jiului care conţine pînă la 2%, sulf. Sulful, în timpul încălzirii sfredelului, se combină cu fierul dînd FeS, care la temperatura de forjare este casantă (temperatura de fuziune a FeS este de 925°C).

Fisurile apărute în timpul forjării se adîncesc pe timpul călirii din cauza tensiunilor interne, transformîndu-se în crăpături vizibile.

Spre exemplificare, arătăm în tabelele 1 şi 2 şi în figura 4 calitatea tratamentului termic efectuat la două unităţi miniere, prin indicarea durităţilor măsurate pe tăişurile la cîteva sfredele.

*Tabela 1**

Nr. crt.	Profil	Unghi de ascuţire	Duritatea feţelor tăietoare, HB călite la exploatări	Duritatea feţelor tăietoare, HB călite la U.R.U.M.P.
1	Daltă dublă	75—80°	460	640
2			490	645
3			390	638
4			450	650
5			478	647
6			465	648
7			475	655
8			420	652
9			430	653
10	Z	65—70°	472	644
11			520	654
12			450	642
13			610	649
14			550	641

* Sfredelele 1—9 aparţin E. M. Petrila, iar celelalte, 10—14, aparţin E. M. Uricani. Profilul după recondiţionare la U.R.U.M. Petroşeni, pentru toate sfredelele, 1—14 — daltă dublă.

Se observă că durităţile tăişurilor sfredelelor recondiţionate variază în limite largi: 450—610 HB la E.M. Petrila şi 380—490 HB la E.M. Uricani. Din diagrama transformării izoterme a austenitei (fig. 1) constatăm că la aceste două exploatări nu se obţine prin călire constituentul cel mai dur — martensita — pentru care corespund 650 HB, ci constituenţi inferiori: sorbită, troostită şi bainită, care au durităţi mai

Tabela 2

E. M. Petrila

Dimensiunile tăişului	Lungimea de gaură cumulată	Lungimea de gaură pe etape	Timp de perforare cumulat	Timp de perforare pe etape	Uzura tăişului pe etape	Uzura tăişului cumulată
37,36	0	0	0	0	0	0
37,04	26	26	1	1	32	32
36,89	47	21	2	1	15	47
36,76	100	53	5	3	16	63
36,65	200	100	11	6	12	75
36,56	257	56	14,5	3,5	7	82
36,48	407	150	24,5	10	3	85

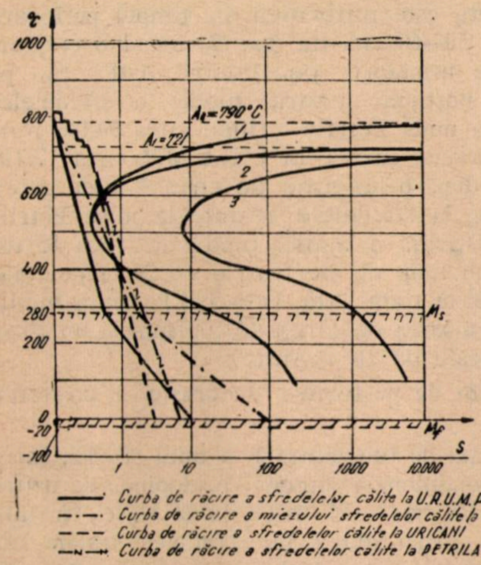


Fig. 1. Curbele transformării austenitei :

1 — curba începutului de transformare a austenitei (separarea feritei) ; *2* — curba începutului de transformare a austenitei (separarea perlitei) ; *3* — curba sfîrşitului transformării austenitei în perlită.

mici (250—500 HB). De aici rezultă că nu se respectă temperatura de călire. Călirea se începe la temperaturi foarte variate care, în nici unul din cazurile studiate, n-au atins valoarea prescrisă de minimum 790°C — linia A_3. În timpul răcirii se intersectează curba de transformare a austenitei, ceea ce duce, după cum se vede, la obţinerea de constituenţi intermediari de durităţi mai mici decît duritatea martensitei.

Pentru obţinerea constituentului cel mai dur — martensita — este necesară respectarea riguroasă atît a temperaturii de călire cît şi a vitezei de răcire. Temperatura de încălzire pentru călire trebuie să se aleagă în funcţie de compoziţia chimică, de conţinutul de carbon al oţelului, urmărindu-se depăşirea liniei A_3 (790°C) pentru oţelul sfredelelor din diagrama FeC, circa 15—20°C, temperatură la care întreaga masă de oţel este austenită, adică soluţie solidă normală de carbon dizolvat în Fe.

Călirea trebuie făcută în apă sau apă sărată cu o viteză de răcire de 500—600°C/s pînă la circa 280—250°C, valori de la care temperatura trebuie să scadă cu viteză mai mică de 80—100°C/s. În felul acesta se asigură, pentru oţelul sus-amintit, transformarea integrală a austenitei în martensită în straturile superficiale. În acest fel curbele de transformare nu mai sînt intersectate.

Întrucît răcirea tăişului se face de la suprafaţă către interior, se înţelege că martensită vom obţine numai în straturile superficiale pe o adîncime de cîţiva milimetri de la suprafaţă către interior. În miezul sfredelului, vor fi obţinuţi constituenţi cu duritate mai redusă, dar cu proprietăţi mecanice (plasticitate, rezilienţă, tenacitate) bune, necesare oţelului de sfredel pentru a putea face faţă solicitărilor complexe din timpul perforării.

În tabela 3 sînt trecute durităţile obţinute la aceleaşi sfredele printr-un tratament termic corect efectuat experimental la Uzina de reparat utilaj minier din Petroşeni. Durităţile măsurate au valori care oscilează în jurul valorii de 650 HB. Judecînd după aceste valori se poate conchide că, printr-o călire corect efectuată, s-a obţinut constituentul cel mai dur — martensita.

Tabela 3

U. R. U. M. P.

Dimensiunile tăişului	Lungimea de gaură		Timp de perforare		Uzura tăişului	
	cumulată	pe etape	cumulat	pe etape	pe etape	cumulată
37,41	0	0	0	0	0	0
37,31	34	34	1	1	10	10
37,24	62	28	2	1	7,5	17,5
37,17	119	57	5	3	7	24,5
37,05	195	76	9	4	6,5	35,5
37,02	255	60	12	3	3,5	39,0
36,98	414	159	21	9	4	43

Pentru a uşura comparaţia dintre eficacitatea recondiţionării efectuate în mod ştiinţific şi recondiţionarea efectuată în practică, la exploatările miniere sfredelele au fost încercate într-o argilă limonitizată dintr-o galerie de înaintare la mina Petrila.

În timpul încercărilor s-au urmărit şi s-au măsurat lungimea de gaură, timpul de perforare şi uzura laterală a tăişurilor. Rezultatele sînt concentrate sub formă de valori medii în diagramele din figurile 2 şi 3. Din studiul lor se pot deduce următoarele :

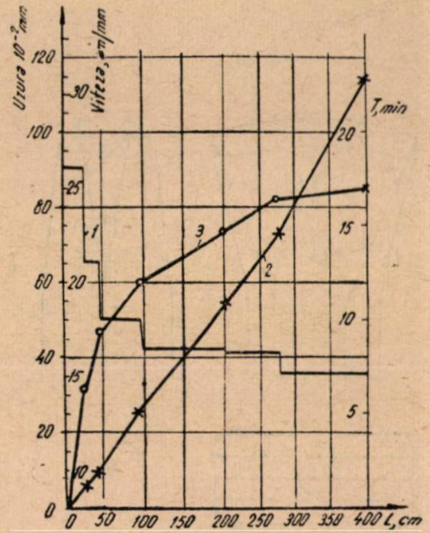


Fig. 2. Sfredele tratate la E. M. Petrila :

1 — viteza medie de perforare ; *2* — tipul de perforare ; *3* — uzura tăişului.

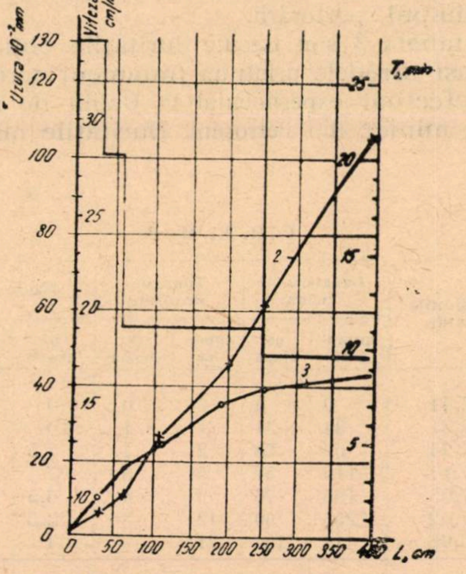


Fig. 3. Sfredele tratate corect la U.R.U.M.-Petroşeni :
1 — viteza medie de perforare ; *2* — timpul de perforare ; *3* — uzura tăişului.

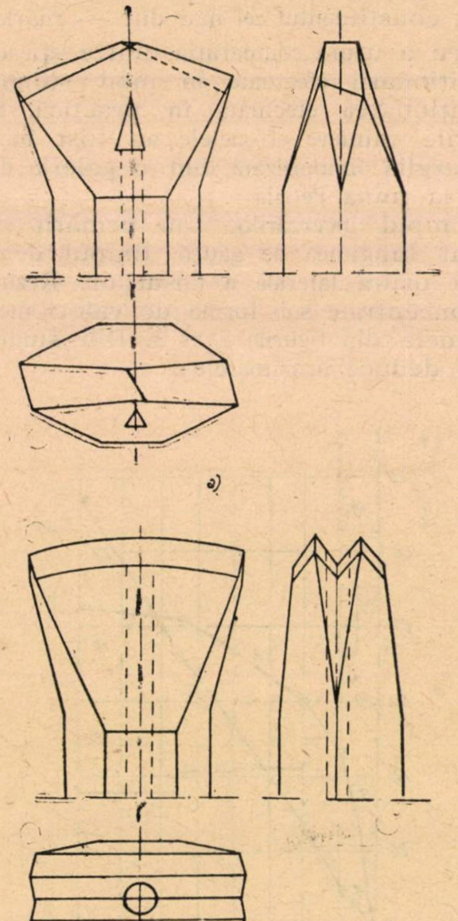


Fig. 4. Tăişurile sfredelelor încercate :
a — tăişul sfredelelor de la E.M. Uricani ;
b — tăişul sfredelelor de la E.M. Petrila.

— uzura este puternică în timpul perforării primilor 50—60 cm de gaură, avînd o creştere lentă pe următorii centimetri. Astfel că, pe această porţiune, uzura medie a sfredelelor tratate la mina Petrila atinge circa 50/100 mm, la cele tratate corect la U.R.U.M.P. circa 17/100 mm, ca după o lungime de circa 4 m de gaură perforată, la sfredelele tratate la mina Petrila se înregistrează o uzură medie de circa 85/100 mm şi un timp de perforare de 24 minute, iar la sfredelele tratate la U.R.U.M.P. uzura medie a atins valoarea de circa 45/100 mm şi un timp de perforare de 18 minute ;

— viteza de perforare descreşte cu creşterea uzurii ;

— durata de funcţionare a unui sfredel, între două recondiţionări succesive, depinde de uzura tăişului. Ea este mai mică la sfredelele tratate la mină şi mai mare la sfredelele tratate corect. Raportul dintre cele două durate de funcţionare, aşa cum reiese din experienţele noastre, se cifrează la circa 0,75.

Concluzii şi propuneri

În urma acestui studiu se poate deduce că exploatările miniere nu respectă un proces tehnologic corect de recondiţionare a sfredelelor de mină, din cauză că metodele de încălzire pentru călire nu sînt corespunzătoare, iar sfredelele recondiţionate nu se controlează şi se folosesc chiar dacă nu corespund din punctul de vedere al durităţii, fapt care atrage după sine scoaterea lor din uz, înainte de a fi perforată o lungime de gaură corespunzătoare. De la acest fapt decurg consumuri mari de materiale şi energie, deci cheltuieli în plus.

Pentru îmbunătăţirea tehnologiei de recondiţionare propunem următoarele :

1. Să se introducă la fiecare atelier de recondiţionare cuptoare electrice cu rezistenţă de circa 20 kW, prevăzute cu termometre pentru controlul temperaturii şi un termostat care să păstreze temperatura la cea prescrisă. În figura 5 se vede schiţa unui cuptor cu rezistenţe propus de noi. Cu ajutorul acestui cuptor se poate face încălzirea sfredelelor atît pentru forjare cît şi pentru călire. Fiind închis prin dopurile *6*, sfredelele se vor oxida puţin, iar temperatura, menţinîndu-se constantă, sfredelele nu se vor supraîncălzi.

După cum se vede şi din tabela 4, la minele din Valea Jiului folosirea cuptoarelor electrice la încălzirea sfredelelor de mină, este mai economică decît folosirea cuptoarelor încălzite cu motorină. Aceste economii se obţin :

a — din diferenţa dintre costul cantităţii de motorină şi costul cantităţii de energie electrică, consumate pentru încălzirea aceluiaşi număr de sfredele ;

b — din costul cantității de aer comprimat, necesar pulverizării și arderii combustibilului lichid.

Cu toate că suma de 16,30 lei/1 000 sfredele este mică, totuși ea ne îndreptățește să indicăm metoda de încălzire cu cuptor electric deoarece se va beneficia și de următoarele avantaje:

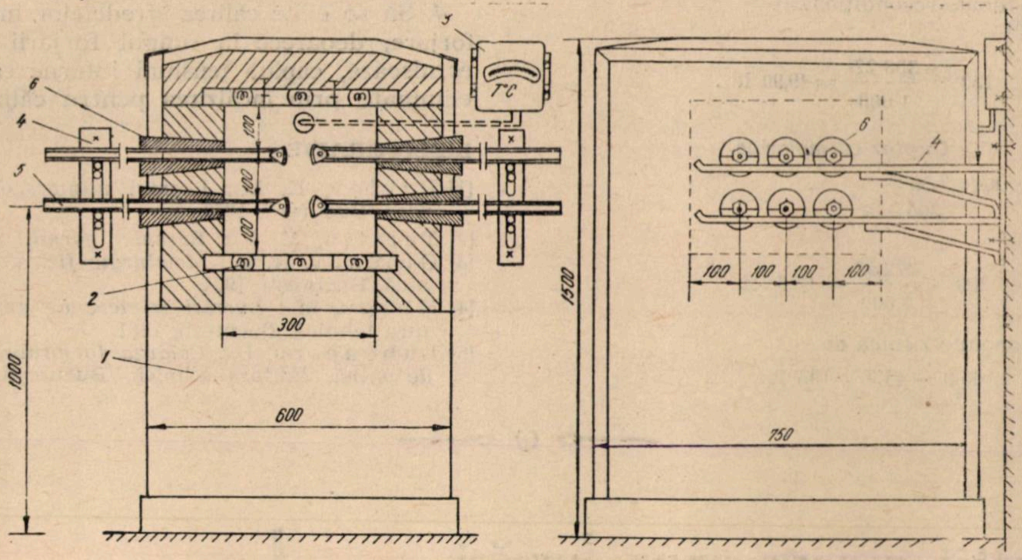


Fig. 5. Cuptor electric pentru încălzirea sfredelelor:
1 — zidăria cuptorului; *2* — rezistențe electrice; *3* — termoregulator; *4* — suport; *5* — sfredelul; *6* — manșoane din material refractar.

a — atmsofera din cuptorul electric nefiind oxidantă, consumul de oțel de sfredel la reascuțire va fi mai mic decît cel trecut în tabela 4 [5];

b — în cuptorul electric, dotat cu aparatură care va menține temperatura între limitele necesare, probabilitatea arderii materialului va fi mică; la fel posibilitatea cazurilor de fisurare a capetelor sfredelelor va fi mai mică decît în cazul încălzirii cu motorină;

c — după cum reiese și din text, recondiționarea corectă cu încălzirea sfredelelor în cuptorul electric mărește durata de funcționare a sfredelului și prin aceasta mărește durata dintre două reascuțiri. Acest lucru înseamnă mai puține sfredele de recondiționat pe zi (coeficientul de micșorare este de circa 0,75) și deci economii de manoperă și materiale la recondiționare.

Dacă spre exemplu s-ar lua cazul minei Petrila, la care se recondiționează zilnic în medie circa 200 de sfredele, economia reală care s-ar

Tabela 4

Felul cuptorului	Denumirea materialului	Cost unitar, lei*	Consum pe 1 000 sfredele **	Costul consumului de materiale pe 1 000 sfredele	Observații
Cuptor cu motorină	motorină, kg	0,83	130	107,90	
	aer comprimat pentru combustibil, m³	0,056	150	8,40	
	aer comprimat pentru ascuțire, m³	0,056	3 000	168,00	
	oțel de sfredel, kg	5,88	6,5	38,22	
	Total			322,52	
Cuptor electric	energie electrică, kWh	0,25	400	100,00	Se pot încălzi pentru ascuțire și călire 60 sfredele pe oră.
	aer comprimat pentru ascuțire, m³	0,056	3 000	168,00	
	oțel de sfredel (la reascuțire), kg	5,88	6,5	38,22	
	Total			306,22	

* Costurile unitare sînt conform normelor C.C.V.J.
** Consumurile specifice, vezi [5].

realiza, dacă sfredelele ar fi încălzite în cuptor electric, ar fi:

Cuptor electric

Numărul de sfredele:

$$0{,}75 \times 200 = 150 \text{ buc.}$$

(0,75 este coeficientul de diminuare din cauza măririi duratei între două recondiţionări).

Costul total:

$$150 \times \frac{306{,}22}{1\,000} = 49{,}90 \text{ lei.}$$

Cuptor cu motorină

Numărul de sfredele:

200 buc.

Costul total:

$$200 \times \frac{322{,}52}{1\,000} = 65{,}6 \text{ lei.}$$

Reiese o economie zilnică de

$$65{,}6 - 45{,}9 = 19{,}7 \text{ lei.}$$

2. Să se păstreze riguros temperatura de călire de $790^{\circ}C^{+}$ (20—$30^{\circ}C$), fiind cea mai potrivită pentru oţelul sfredelelor folosite.

3. Răcirea părţii tăietoare a sfredelelor să se facă în apă sau apă sărată pînă ce tăişul capătă o culoare neagră apoi să se răcească lent în ulei sau aer liber.

4. Să se evite călirea sfredelelor imediat după forjare, deoarece în timpul forjării acestea se ecruisează, capătă tensiuni interne care trebuie eliminate prin încălzirea pentru călire.

BIBLIOGRAFIE

[1] Pavlov, K. V.: *Lucrări miniere.* Editura tehnică, Bucureşti, 1953.

[2] Taritin, V. V.: *Burenie gornîh porod.* 1959.

[3] Guleaev, A. P.: *Metalurgie fizică.* Editura tehnică, Bucureşti, 1954.

[4] Murgu, M.: *Lucrări miniere de explorare.* Editura tehnică, Bucureşti, 1961.

[5] Lubenescu, D.: *Călăuza forjorului de sfredele de mină.* Editura tehnică, Bucureşti, 1951.

* * *

Observaţii asupra unor lucrări radiometrice experimentale efectuate în mina Tazlău

Ing. *AL. COSTA-FORU,*
ing. *H. COSTEA*

Lucrările radiometrice efectuate în mina Tazlău au urmărit două scopuri:

a) verificarea posibilităţii de identificare a zonelor mineralizate cu ajutorul cartării radiometrice;

b) punerea la punct a unei metode radiometrice de determinare a conţinutului în potasiu (respectiv K_2O) în fronturile de lucru şi în pereţii galeriilor.

I. Cartarea radiometrică

Lucrările de cartare au fost efectuate cu ajutorul unui radiometru portabil tip P.G.R. Au fost măsurate, în general, intensităţile radiaţiei gama, cu ajutorul unui detector cu contori G.M. plasat în centrul galeriei. Staţiile de măsurare au fost făcute la intervale de 0,5—5 m, în funcţie de indicaţiile, urmărite în mod continuu, ale aparatului. În unele locuri, cartarea a fost completată cu măsurători ale radiaţiilor gama plus beta, efectuate cu detectorul plasat pe pereţii galeriilor.

Rezultatele sînt concretizate în profilele din figurile 1, 2, 3 şi 4.

După cum se vede în profile, zonele mineralizate sînt net puse în evidenţă.

Cartarea radiometrică poate furniza o primă informaţie asupra conţinutului în potasiu. Pentru a ilustra acest lucru, în figura 4 a fost reprezentat profilul radiometric al unei porţiuni din galeria transversală nr. 1, alături de profilul conţinutului în K_2O determinat în laborator.

În ce priveşte adîncimea de investigare, ea se limitează la 12—15 cm. O mărire a adîncimii de investigare, pînă la circa 20 cm, se poate obţine prin folosirea unor aparate prevăzute cu detectori de eficacitate mare şi cu eroare instrumentală redusă.

Cartarea radiometrică poate contribui la rezolvarea problemei corelării zonelor mineralizate, completînd imaginea geologică şi furnizează în cel mai scurt timp date importante pentru orientarea explorării şi exploatării.

II. Determinarea conţinutului în potasiu în fronturile de lucru şi în galerii prin metode radiometrice

Prezenţa izotopului radioactiv K_{40} în potasiul natural şi proporţia constantă a acestuia, creează premisele determinării conţinutului în

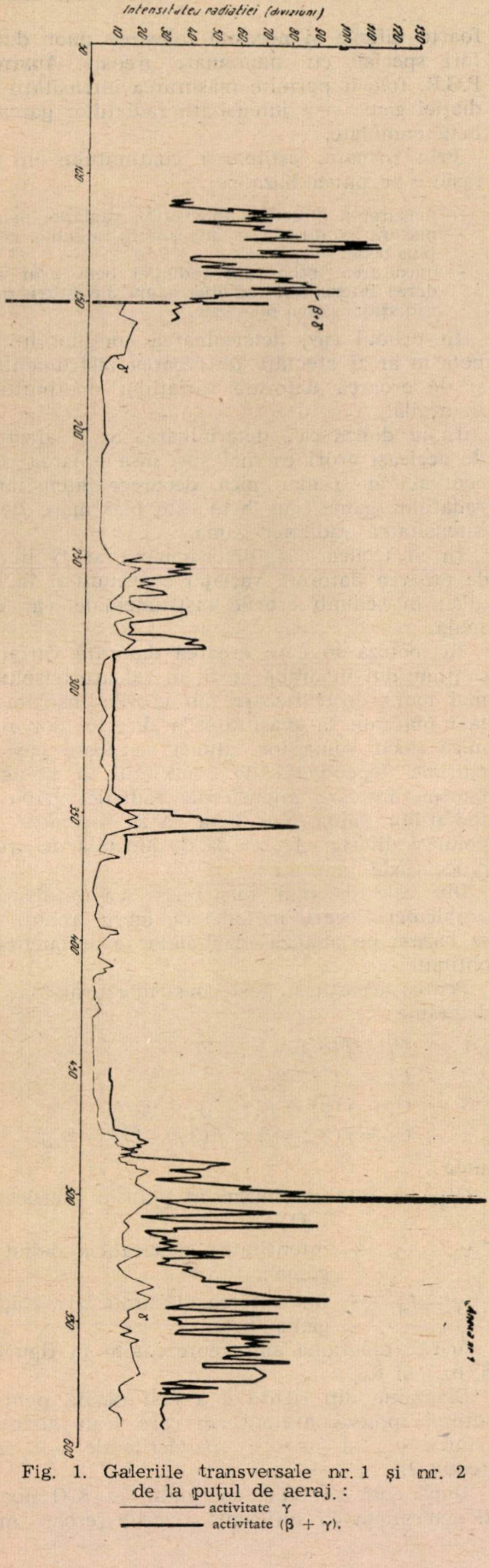


Fig. 1. Galeriile transversale nr. 1 și nr. 2 de la puțul de aeraj. :
——— activitate γ
━━━ activitate (β + γ).

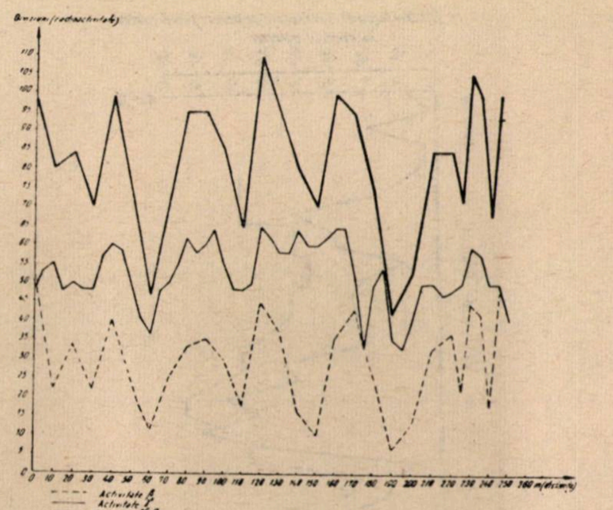


Fig. 2. Galeria direcțională nr. 1 (flanc vestic).

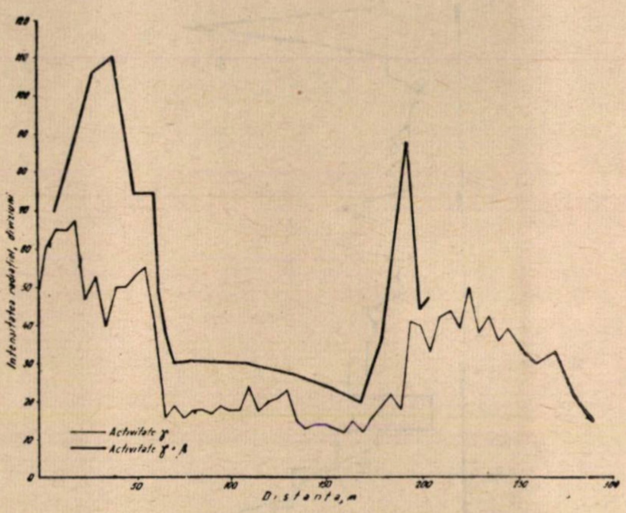


Fig. 3. Galeria direcțională nr. 2 (flanc estic).

potasiu din orice substanță prin măsurători radiometrice.

Felul măsurătorilor radiometrice depinde de natura elementelor coexistente alături de potasiu în substanța cercetată.

Astfel, dacă alături de potasiu nu mai există alte elemente radioactive, sau există în cantitate constantă, măsurătoarea se reduce la determinarea intensității radiației gama sau beta.

Dacă alături de potasiu se află alte elemente radioactive (gama și beta active), măsurătoarea trebuie să meargă pînă la o analiză a spectrului energetic al radiațiilor.

În fine, dacă alături de potasiu există elemente practic numai gama active, atunci potasiul poate fi determinat pe baza măsurătorii intensității radiației beta.

În cazul zăcămîntului de la Tazlău ne aflăm într-o situație apropiată de ultima : rocile asociate cu mineralizația de potasiu sînt practic numai gama active. Pe de altă parte, dacă ad-

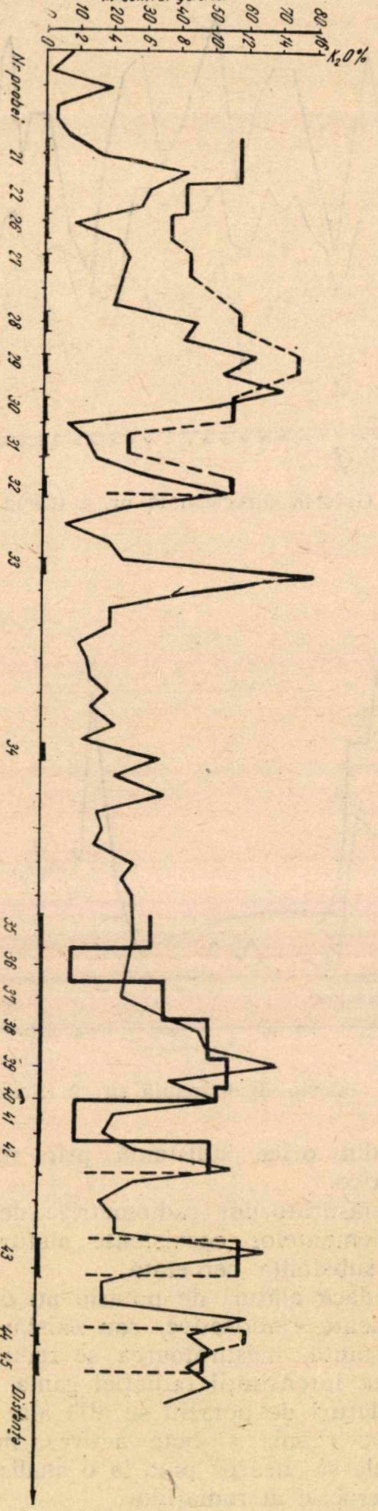


Fig. 4. Galeria transversală nr. 1 din puțul de aeraj:
———— profilul radiometric;
———— profilul conținutului în K_2O.

mitem că variația în conținutul de argilă este neglijabilă, ne-am afla în primul caz descris.

Din nefericire, măsurarea intensității radiației beta în condițiile din subteran este o problemă foarte dificilă și necesită folosirea unor detectori speciali cu manipulare greoaie. Aparatul P.G.R. folosit permite măsurarea intensității radiației gama și a intensității radiațiilor gama și beta cumulate.

Prin urmare, estimarea conținutului în potasiu s-ar putea baza pe:

- — măsurarea directă a intensității radiației gama;
- — măsurarea directă a intensității radiației gama plus beta;
- — măsurarea intensității radiației beta prin scăderea intensității radiației gama din intensitatea radiațiilor gama plus beta.

În primul caz, determinarea conținutului în potasiu ar fi afectată de eroarea instrumentală și de eroarea datorată variațiilor conținutului în argilă.

În al doilea caz, determinarea ar fi afectată de aceleași erori ca mai sus, însă eroarea procentuală ar fi mai mică, deoarece intensitatea radațiilor gama plus beta este mai mare decît intensitatea radiației gama.

În al treilea caz, determinarea ar fi liberă de eroarea datorată variaței conținutului în argilă; în schimb erorile instrumentale s-ar cumula.

În ipoteza în care eroarea datorată variației conținutului în argilă ar fi, în valoare absolută, mai mare decît fiecare din erorile instrumentale obținute la măsurătorile directe, dar mai mică decît suma lor, atunci se poate găsi o mărime dependentă de conținutul în potasiu, mărime în care intensitățile radiației gama și radiațiilor gama plus beta să se însumeze cu ponderi diferite și care să fie afectată de erori procentuale mai mici.

Din cele de mai sus, reiese că rezolvarea problemei alegerii metodei de lucru trebuie să se bazeze pe analiza rezultatelor experimentale obținute.

Pentru aceasta au fost construite următoarele diagrame:

1 — $C_k = f(\gamma_m)$
2 — $C_k = f(/\gamma+\beta/_m)$
3 — $C_k = f(\beta) = f(\gamma+\beta)_m - \gamma_m$
4 — $C_k = f(2\beta+\gamma) = f(2/\gamma+\beta/_m - \gamma_m)$

unde:

$C/_m$ — este conținutul în potasiu (respectiv K_2O);
γ_m — intensitatea măsurată a radiației gama;
$/\gamma+\beta/_m$ — intensitatea măsurată a radiației gama+beta.

Aceste diagrame sînt reprezentate în figurile 5, 6, 7 și 8.

Diagrama din figura 8 a fost făcută pentru ultima ipoteză arătată, în care s-au atribuit pentru γ_m și $/\gamma+\beta/_m$ ponderile de —1, respectiv 2.

După cum se vede, conținutul în K_2O poate fi determinat cu suficientă precizie (eroare mai mică decît 1,5% conţinut în K_2O), folosind oricare din diagramele din figurile 6 şi 8. Eroarea cea mai mică este dată de diagrama din figura 8.

Deoarece însă folosirea acestei diagrame implică efectuarea a două măsurători, în loc de o singură măsurătoare, ca în cazul diagramei din figura 6, iar reducerea erorii nu este importantă, este recomandabil, în concluzie, să se determine conţinutul în K_2O pe baza măsurătorii intensităţii radiaţiilor gama plus beta.

În mină măsurătorile au fost efectuate în dreptul unor brazde de probare pe toată întinderea lor, folosindu-se detectorul de radiaţii gama plus beta fără şi cu ecran de Al (pus pentru ecranarea radiaţiilor beta). Conţinuturile medii în K_2O a brazdelor de probare au fost cunoscute din determinările de laborator.

Menţionăm că dacă s-ar folosi aparatura cu eroare instrumentală redusă, o diagramă de tipul celei din figura 7 (bazată pe intensitatea radiaţiilor beta) ar putea deveni cea mai precisă.

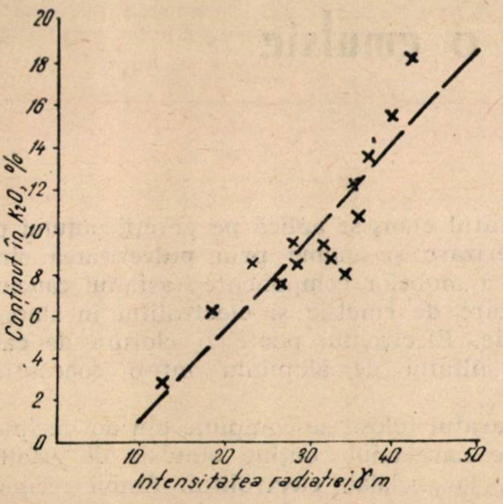


Fig. 5.

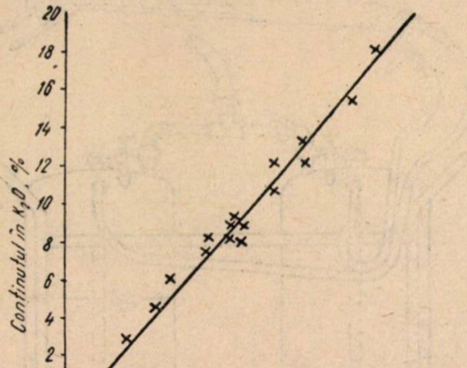


Fig. 6.

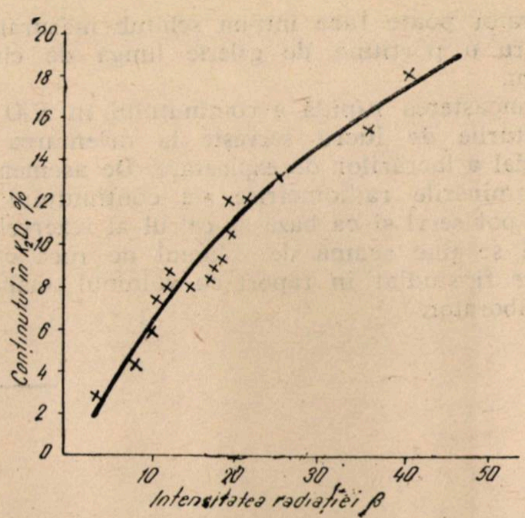


Fig. 7.

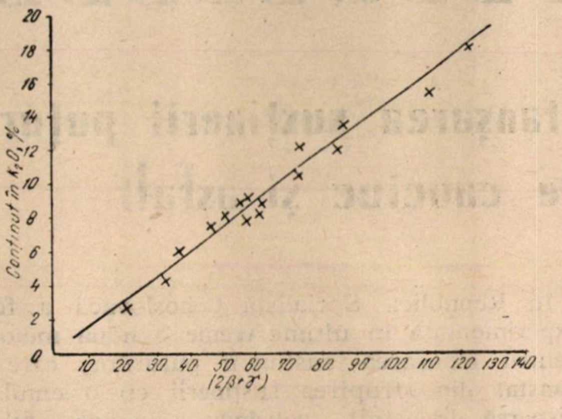


Fig. 8.

CONCLUZII

1. Cartarea radiometrică a galeriilor permite punerea în evidenţă a tuturor zonelor mineralizate şi aprecierea, într-o primă aproximaţie, a importanţei lor. Mai departe, informaţiile furnizate de cartarea radiometrică completează imaginea geologică, contribuie la rezolvarea problemelor de corelare a zonelor mineralizate şi ajută la orientarea lucrărilor de explorare şi exploatare.

2. Conţinutul în potasiu (respectiv K_2O) în fronturile de lucru sau pereţii galeriilor poate fi determinat cu o precizie de ±1,5%, conţinut în K_2O, prin măsurători radiometrice.

Metoda de determinare se bazează pe folosirea unei diagrame de etalonare obţinută prin măsurarea intensităţii radiaţiei $(\gamma+\beta)$ cu detectorul aplicat pe perete, în dreptul unor brazde de probare cu conţinuturi cunoscute în K_2O şi variabile între 3% şi 20%. Curba de etalonare ar trebui verificată periodic, prin cîteva puncte.

Determinarea conţinutului în potasiu prin măsurători radiometrice este foarte expeditivă. Un operator poate face într-un schimb măsurători pentru o porţiune de galerie lungă de circa 25 m.

Cunoaşterea rapidă a conţinutului în K_2O în fronturile de lucru serveşte la orientarea în special a lucrărilor de exploatare. De asemenea, determinările radiometrice ale conţinutului în K_2O pot servi şi ca bază de calcul al rezervelor, dacă se ţine seama de volumul de rocă care poate fi studiat în raport cu volumul analizat în laborator.

3. Precizia determinării radiometrice a conţinutului în potasiu poate fi mărită dacă s-ar folosi aparatură cu eroare instrumentală mai mică. O astfel de aparatură ar trebui să utilizeze un numărător de particule tranzistorizat (portabil).

4. Cartarea radiometrică detaliată, combinată cu măsurători de densitate (efectuate în mină cu ajutorul unui densimetru portabil), ar putea da informaţii asupra naturii mineralogice a sărurilor de potasiu puse în evidenţă.

* * *

NOTE

Etanşarea susţinerii puţurilor cu o emulsie de cauciuc şi asfalt

În Republica Socialistă Cehoslovacă a fost experimentată în ultima vreme o nouă metodă pentru etanşarea susţinerii puţurilor, care a constat din stropirea susţinerii cu o emulsie dispersă de asfalt, realizîndu-se în acest fel o căptuşeală subţire, continuă şi etanşă. Avantajul principal al acestei metode este în primul rînd faptul că nu necesită temperaturi ridicate sau vaporizări de substanţe organice dăunătoare sănătăţii, iar căptuşeala etanşă de asfalt poate fi aplicată şi pe un perete umed. De asemenea, operaţia este mult mai simplă decît în cazul etanşării cu foi de material plastic, pentru care sînt necesare aparate de sudură cu înaltă frecvenţă, lianţi bituminoşi sau altfel de substanţe dăunătoare sănătăţii sau inflamabile. Dezavantajul etanşării cu emulsie de asfalt este însă punctul coborît de topire al asfaltului (circa 40°C), care pentru condiţiile din subteran reprezintă un neajuns important. Pentru a remedia acest neajuns s-a experimentat în R.S.C. o nouă emulsie de asfalt cu adaos de cauciuc Latex prin care s-a ajuns la ridicarea considerabilă a temperaturii de topire, aceasta atingînd chiar 155°C la o compoziţie a asfaltului cauciucat coagulat în prezenţa unui electrolit de 80% asfalt şi 20% Latex — Cloropren. Prin adaosurile de cauciuc, care pot fi făcute în diferite proporţii, tendinţa asfaltului de a deveni sfărîmicios se micşorează foarte mult, iar căptuşeala de etanşare îşi măreşte considerabil plasticitatea.

Stratul etanş se aplică pe pereţii puţului prin pulverizare şi anume prin pulverizarea simultană a ambelor componente: asfaltul cauciucat în stare de emulsie şi electrolitul în stare de soluţie. Electrolitul poate fi clorura de calciu sau sulfatul de aluminiu într-o concentraţie de 2%.

Aparatul folosit se compune din doi recipienţi dintre care unul conţine emulsia de asfalt şi latex, iar celălalt electrolitul. Ambii recipienţi sînt legaţi cu cîte un furtun şi un cap de pulverizare solidarizate împreună pentru manipulare simultană (fig. 1).

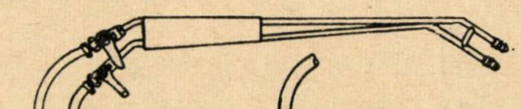


Fig. 1. Aparate de pulverizare cu recipienţi cu capacitate de 25 l.

După cum au arătat încercările efectuate pînă în prezent, pentru realizarea unei căptușeli etanșe la apă este suficient un strat de asfalt cauciucat gros de 5 mm pentru care rezultă o cantitate de emulsie de 8—10 kg pe m². Stratul astfel realizat are o bună adeziune la orice material de susținere folosit la puțuri : zidărie, beton, lemn, piatră și chiar la cărbune. Capacitatea de aderare se menține de asemenea și la aplicarea stratului etanș pe pereți umezi, cu condiția ca aceștia să fie în prealabil bine spălați cu apă sub presiune. Deoarece asfaltul cauciucat, după pulverizare, nu mai poate fi din nou emulsionat, stratul format poate intra imediat în contact cu apa, devenind etanș chiar la presiuni de 20 kg/cm² și chiar la ape acide agresive cu conținut ridicat de SO_4 sau CO_2 sau la acizi și baze libere.

La aceste avantaje se adaugă și prețul de cost scăzut precum și productivitatea ridicată, trei oameni putînd face într-un schimb cel puțin 100 pînă la 150 m² de căptușeală etanșă de 5 mm grosime.

Noua metodă de etanșare a fost experimentată cu succes și aplicată în multe lucrări miniere din Republica Socialistă Cehoslovacă.

Primele lucrări etanșate cu asfalt cauciucat au fost 12 camere subterane de transformatori, unde stratul etanș a fost întins pe o suprafață totală de 3 600 m².

Metoda s-a aplicat încă din 1961 și la adînciri de puțuri într-un zăcămînt de cărbuni unde, din cauza emanațiilor puternice de metan și de apă, nu se putea aplica etanșarea cu asfalt fierbinte topit sau cu foi de material plastic. La două din aceste puțuri, în porțiunile cele mai solicitate, stratul etanș s-a aplicat între două inele de zidărie, cel exterior gros de 0,45 m și cel interior de 0,75 m (fig. 2).

În afară de etanșarea susținerii puțurilor, emulsiile de asfalt și latex au mai fost utilizate și la umplerea și consolidarea golurilor produse prin surparea rocii în spatele susținerii. Astfel, la unul din puțurile din R.S.C. s-a produs, la adîncimea de 526 m, o surpare în spatele susținerii datorită infiltrațiilor de apă ; deoarece cimentarea surpăturii n-a reușit, cimentul scurgîndu-se înapoi și antrenînd chiar și bucăți de rocă, s-a introdus prin 14 găuri în golul creat în spatele susținerii 452 m³ amestec din 40% emulsie de asfalt și latex și 60% rambleu mineral fin. Prin acest procedeu s-a reușit să se oprească infiltrațiile de apă și să se evite formarea de alte goluri în spatele zidăriei.

În sfîrșit mai trebuie menționat că emulsiile de asfalt și latex s-au mai experimentat cu succes în Cehoslovacia și la etanșarea și umplerea fisurilor în rocile acvifere, la consolidarea unor strate de cărbuni precum și la alte lucrări de etanșare sau chiar la aplicarea de strate protectoare anticorozive.

Metoda de etanșare a susținerii lucrărilor miniere cu o emulsie de cauciuc cu asfalt își poate găsi un domeniu larg de aplicare și în țara noastră, unde există materia primă și unde, prin efectuarea unui program de cercetări și experimentări, se poate realiza un amestec de emulsie de asfalt și cauciuc ieftin și avînd calități de etanșare corespunzătoare unor condiții date de izolare a apelor. Această metodă poate fi utilizată atît la puțurile și construcțiile subterane din zăcămintele de cărbuni situate în regiunile acvifere ale Subcarpaților Meridionali, efectul economic direct fiind reducerea cheltuielilor legate de evacuarea apelor, cît și în lucrările miniere din minele metalifere, în special în cele sulfuroase, unde agresivitatea apelor acide poate fi în mare măsură diminuată prin aplicarea unei metode de etanșare eficace. Etanșarea susținerii cu asfalt și cauciuc la puțurile din R.P.R. poate fi de asemenea efectuată și în minele de săruri potasice, de exemplu la mina Tazlău, ca măsură suplimentară de protecție față de lucrările de impermeabilizare cu bentonită, întreprinse în 1962 în scopul evitării infiltrării apelor prin pătrunderea puțului de extracție în zăcămînt.

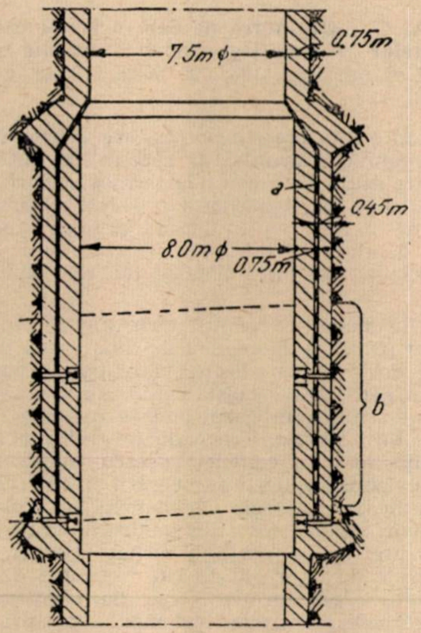


Fig. 2. Susținere dublă de puț etanșată cu căptușeală de asfalt cauciucat :

a — căptușeală de asfalt cauciucat de 6 mm grosime ; *b* — rocă acviferă cu emanații de metan.

(Prelucrare după *R. Bachstroem*, Glückauf, nr. 1, ianuarie 1964, p. 47—48).

* * *

DOCUMENTARE

Bain, A. G.: **Obținerea de date privind exploatarea conductelor pentru transportul hidraulic al cărbunilor.** Engineering, **196**, nr. 5082, 13 sept. 1963, p. 322—323.

În curînd va fi pusă în exploatare o conductă pentru transportul hidraulic al cărbunilor între o exploatare de huilă și o centrală termoelectrică. Această conductă, care va transporta 600 t/zi cărbune pe o distanță de 2 km, va fi folosită pentru studiul eroziunii în conductele destinate transportului hidraulic al cărbunelui, pe baza datelor de exploatare obținute.

Presiunile necesare pentru transportul hidraulic al cărbunelui prin conducte, sînt de două pînă la trei ori mai mari decît pentru transportul apei cu aceeași viteză de curgere. Din această cauză consumul de energie este mai mare în cazul amestecurilor de cărbuni și de apă. Pe o porțiune a conductei duble (o conductă pentru cărbuni și o conductă pentru înapoierea apei) a fost prevăzută o derivație pentru studierea eroziunii în condițiile reale ale exploatării. În această derivație se vor instala țevi din materiale diferite și de diametre diferite, cu porțiuni curbate pentru a determina vitezele de uzură la diferite regimuri de curgere. Dintre materialele de țeavă sau de căptușeală care vor fi încercate fac parte: oțel moale, oțeluri de înaltă rezistență, fontă de diferite calități, cauciuc, bazalt, policlorură de vinil, aluminiu, bitum și rășini epoxidice.

Cunoscînd caracteristicile eroziunii și găsind metoda corespunzătoare de combatere a eroziunii se va ușura proiectarea unor conducte care să asigure economicitatea transportului hidraulic al cărbunilor.

* * * **Mașini de tăiat pentru minele de cărbuni.** Engineer **216**, nr. 5615, 6 sept. 1963, p. 387—389.

Se prezintă două tipuri de mașini pentru săparea în steril a galeriilor de înaintare boltite. Ambele mașini au un cap tăietor format dintr-un braț amplasat frontal, prevăzut cu cuțite, care se poate roti în jurul unui ax longitudinal al mașinii. Unul din tipurile descrise dezagregă roca prin frezare, pe un profil de 3,35×2,74×3,05 m. Ansamblurile mașinii sînt montate pe o platformă-sanie metalică ale cărei elemente transversale sînt boltite spre a lăsa dedesubt loc liber pentru un transportor dispus la talpa galeriei. Brațul tăietor este cilindric cu dinții dispuși pe generatoarele cilindrului. El se poate roti cu 360° în jurul axei sale și cu 180° în jurul axului longitudinal al mașinii. Un motor electric de 60 CP antrenează, prin reductor, pompa motorului hidraulic care acționează brațul. Cel de-al doilea tip de mașină este construit analog, dar dezagregă roca prin măcinare cu ajutorul a patru discuri rotative distribuite de-a lungul brațului. Mașina este folosită în roci tari, acțiunea de frecare a discurilor fiind completată prin aceea de tăiere cu un număr variabil de cuțite dispuse pe extremitățile unor diametre ale discurilor. Cu această mașină se pot săpa galerii cu profile de 3,96×3,10 m, cu viteza de înaintare de 2,74—3,05 m/schimb. Brațul tăietor se rotește cu 196° în jurul axului longitudinal al mașinii. Puterea motorului de acționare este de 45 CP.

Carver, J., Purdy, J. L. și Speeding, M.: **Tehnologie specială pentru drenarea metanului.** The Mining Engineer, **122**, nr. 36, sept. 1963, p. 861—882.

Se prezintă tehnologia drenării metanului în cursul săpării lucrărilor de pregătire și avansării abatajelor. Se recomandă realizarea drenării prin găuri de sondă forate în stratul care urmează a fi exploatat, cu lungimi de 10—100 m, la depresiuni de —50 cm col. mercur. Aspirația metanului se realizează cu exhaustoare.

Faix, A. și Fabian, S.: **Practica împușcării cu sîmbure cu găuri paralele la săparea galeriilor.** Rudy, **11**, nr. 10, 1963, p. 323—337.

Practica folosirii simburilor cu găuri paralele, folosind amorsele cu microîntîrziere, arată că la același tip de sîmbure se poate realiza o productivitate sporită a muncii în aceleași condiții de rocă și de aeraj. Totodată se poate simplifica operația de perforare.

Rezultatele cu schemele noi comparativ cu cele vechi sînt redate în tabelă.

Roca	Numărul de găuri	Lungimea găurilor, m	Lungimea saltului, m	Coeficientul de rupere	Consum specific de exploziv, kg/m³
Filite doritosericitoase					
schema veche	18	1,2	1,1	0,91	2,80
schema nouă	19	1,5	1,45	0,97	2,06
Porfirite					
schema veche	22	1,4	1,1	0,79	4,80
schema nouă	20	1,6	1,5	0,94	3,10

Barthmann, C. **Efectul stării liniilor ferate asupra consumului de energie pentru transport în exploatările de cărbuni bruni la zi.** Bergbautechnik, nr. 11, 1963, p. 594—600.

În marile cariere de cărbuni atît îndeplinirea sarcinilor de producție cît și economicitatea minei depind, în mare măsură, de starea liniilor ferate. Influența acestora se resimte nu numai asupra vitezelor de transport și a volumului reparațiilor materialului rulant, dar și asupra consumului de curent electric, a factorului de putere, a solicitării motoarelor locomotivelor de mină precum și asupra solicitării mecanice a locomotivelor. Condiția pentru o funcționare sigură și economică a sistemului tren-excavator este o stare impecabilă atît mecanică cît și electrică a liniilor ferate în porțiunile de ripare precum și în porțiunile fixe. În articol se descriu metodele pentru determinarea rezistențelor diferitelor feluri de legături de șină și a cerințelor unei bune funcționări a acestora din punct de vedere mecanic. Pierderile de energie care se produc din cauza legăturilor defectuoase de șine trebuie bine cunoscute, de asemenea și efectele stării necorespunzătoare a liniilor ferate asupra transportului și a indicilor energetici legați de transport. În articol se dau indicații asupra efectului pe care îl pot avea curenții vagabonzi asupra diferitelor construcții metalice legate la pămînt din zona exploatărilor la zi.

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

REVISTA MINELOR

ANUL XV Nr. 9 SEPTEMBRIE 1964

СОДЕРЖАНИЕ

Матиаш, Э.: *Подготовка и организация работ по учету и переоценке основных фондов.*

Добре Г.: *Улучшение качественных показателей при разработке рудных месторождений посредством рациональной организации выборки пустой породы из горной массы.*

Автор показывает значение расширения мероприятий для выборки пустой породы из руды в целях повышения содержания металла. Указываются главнейшие методы, применяемые в мировой практики горнорудного дела.

Поп В.: *Аспекты экономической эффективности капиталовложений в горной промышленности за период 1944—1964 г.г.*

Мерец, Н. и Новак, Ст.: *Рациональное использование канатов при шахтном подъеме.*

В статье выявляются преимущества подъемных канатов типа Seale и Warrington. Рассматриваются факторы определяющие продолжительность их службы и предлагаются дополнения к правилам безопасности в связи с нормами их использования.

Мариан, И. и Илиаш, Н. *Сравнительное исследование зубков врубовых машин и комбайнов, применяемых в бассейне Валя Жиулуй.*

Патричиу. В., Олтеняну. М. и Давид. В.:- *Новый метод количественного определения и корреляции отложений калиевых и магнезиевых солей.*

Гроу, И. и Тулиу, Д.: *Очистка хвостовых вод на обогатительных фабриках.*

Описываются способы очистки хвостовых вод и их применение в горной промышленности.

Теку, Т. и Замфир С.: *К вопросу заправки буров на шахтах бассейна Валя Жиулуй.*

Излагаются способы заправки буров в шахтных мастерских Валя Жиулуй и представляются предложения по их улучшению.

Коста-Фору Ал. и Костя Х. *Заметки относительно некоторых радиометрических работ, выполненных на шахте Тазлэу.*

Рассматривается проверка возможностей установления зон оруденения при помощи радиометрического картирования и предлалается усовершенствование радиометрического метода определения содержания калия.

ЗАМЕТКИ

* * * *Герметизация крепления шахтных стволов эмульсией каучука и смолы.*

ДОКУМЕНТАЦИЯ

INHALTSÜBERSICHT

Matyas, E.: *Organisierung der Iventur und der Neubewertung des fixen Kapitals.*

Dobre, Gh.: *Verbesserung der Oualitätskennziffern im Erzbergbau durch sorgfältiges Ausschreiden der Berge aus der Erzmasse.*

Der Verfasser betont die Wichtigkeit der Verallgemeinerung der zwecks Erhöhung des Metallgehaltes im Fördererz bezüglich des Ausscheidens der Berge getroffenen Massnahmen. Es werden die diesbezüglich im ausländischen Bergbau angewendeten hauptsächlichen Verfahren angeführt: Ausklauben der Berge aus dem Fördererz in maschinellen Anlagen, Anwendung selektiver Abbaumethoden, u.s.w.

Pop, V.: *Gesichtspunkte betreffend den ökonomischen Wirkungsgrad der im Zeitraume 1944—1964 erfolgten bergbaulichen Investitionen.*

Mereţ, N. und Novac, St.: *Rationelle Verwendung der Förderseile*

Im Aufsatz werden die Vorteile der Förderseile mit linearem Kontakt der Type „Seale" und „Warrington" hervorgehoben und deren Verwendung im Bergbau empfohlen. Nach Untersuchung der Faktoren welche die Dauerhaftigkeit der Fördersiele beeinflussen, wird die Ergänzung der Grubensicherheitsnormen bezüglich der Verwendung dieser Förderseiltvpen vorgeschlagen.

Marian I. und Iliaş, N.: *Vergleichsstudie der bei den Schrämmaschinen und Kombinen der Jiuthaler Gruben verwendeten verschiedenen Schrämmeisseltypen.*

Patriciu, V., Olteneanu, M. und David, B.: *Die Anwendung der zyklischen und rythmischen Sedimentierung bei der Analyse von Natron- und Kalisalz lagerstätten.*

Grou, I. und Tulliu, D.: *Die Abwasserreinigung der Aufbereitungsanlagen.*

Im Aufsatz werden die Gründe angeführt, welche die Abwasserreinigung der Aufbereitungsanlagen bedingenGleichzeitig wird unter Beschreibung der sich aus der Fachliteratur ergebenden dieszezüglichen Verfahren auf deren Anwendungsmöglichkeit im Inland hingewiesen.

Tecu, T. und Zamfir, V.: *Beitrag zur Behandlung der Bohrstähle bei den Gruben des Jiuthales.*

Es wird das gegenwärtig angewendete Schärfverfahren der Bohrstähle in den Werkstätten des Jiuthales beschrieben und die zwecks Verbesserung dieses sowohl für den Bohrbetrieb als auch für die Bohrstahleinsparung äusserst wichtigen Verfahrens erforderlichen Massnahmen angeführt.

Costa-Foru, Al. und Costea, H.: *Bemerkungen zu einigen radiometrischen, bei der Grube Tazläu erfolgten, experimentellen Arbeiten.*

Im Aufsatz werden die Möglichkeiten der Identifizierung vererzter Zonen mittels radiometrischer Kartierung untersucht und die in endgültiger Fassung erfolgte Ausarbeitung einer radiometrischen Methode, zwecks Bestimmung des Kaliumgehaltes, . angeführt

NOTIZEN

* * * *Die Abdichtung des Schachtausbaues mittels Kautschuk- und Asphaltemulsion.*

DOKUMENTIERUNG

CONTENTS

Matyas, E.: *Organisation of stocktaking and of revaluation of the fixed capital.*

Dobre, Gh.: *Indexes improvement as a quality in the ores deposits exploitation, by a judicious organization of waste sorting from the mining mass.*

The author shows the importance of the extension of measures for sorting the waste in the ore, in order to increase the metal content. These are indicated the principal methods generaly applied: waste sorting from the ore by means of mechanical installations, application of some methods of selective exploitation a.s.o.

Pop, V.: *Aspects concerning the economical efficiency of mining investments between 1944—1964.*

Mereț, N. and Novac, St.: *The rational utilization of hoisting machine ropes in the mining industry.*

The article points out the advantages of hoisting ropes with linear contact of the type „Seale and Warrington" and suggests their employment in the mining industry. Several elements concerning the durability of hoisting ropes are analysed and the necessary suplimentation, of the Technical Security Norms, with rules concerning their utilization, proposed.

Marian, I. and Ilias, N.: *Comparative study of the various cutter bits of the coal cutting machines and cutter-loaders of the Jiu Valley mines.*

Patriciu, V., Olteneanu, M. and David, B.: *The application of the analysis of the sedimentation Cycles and rythms of the salt and potassium-salt deposits*

Grou, I. and Tulliu, D.: *The treatment of the residual waters resulting from dressing plants.*

In the article, considerations concerning the necessity of the treatment of the residual waters resulting from the dressing plants of mineral substances are set forth. The methods indicated in the literature of speciality for this operation are described, including the indications connected with their industrial application.

Tecu, T. and Zamfir, V. *Contributions to the reconditioning of steel drills in the Jiu Valley mines.*

The actual methods used in the machine work shops of the Jiu Valley for the sharpening of steel drills are set forth, as well as the measures to adopt for the improvement of this process so very important to the correct running of the drills and the economization of tool steel.

Costa-Foru, Al. and Costea, H.: *Remarks with regard to some experimental radiometric works carried out into Tazlău mine.*

The item shows the verification of the possibilities in order to identify the mineralized zones by means of radiometric mapping, and indicates the setting of a radiometric method for the determination of potassium content.

NOTES

* * * *The packing of shaft supports with rubber emulsions and asphalt.*

DOCUMENTARE

SOMMAIRE

Matyas, E.: *Organisation du dressage de l'inventaire et de la nouvelle évaluation du capital fixe.*

Dobre, G. *Amélioration des indices qualité dans l'exploitation des gisements de minerais, par une organisation judicieuse de la sélection du stérile dans la masse minière.*

L'auteur relève l'importance de l'extension des mesures prises pour la sélection du sterile des minerais, afin d'accroître la teneur en métal. On indique les méthodes principales appliquées dans la pratique minière mondiale: la sélection du stérile des minerais à l'aide des installations mécanisées, l'application de quelques méthodes d exploitation sélective etc.

Pop, V. *Quelques aspects concernant l'efficacité économique des investissements dans le domaine des mines pendant la période 1944—1964.*

Mereț, N. et Novac, St. *L'utilisation rationelle des câbles pour machines d'extraction.*

On relève les avantages des câbles d'extraction à contract linéaire du type Seale et Warrington, en recommandant leur utilisation dans l'industrie minière. On analyse ensuite les éléments influençant la durabilité de ces câbles et on avance des propositions pour l'addenda des Normatifs techniques de la sécurité minière, concernant leur mise en service.

Marian, I. et Ilias, N. *L'étude comparative des diférents outils coupants pour haveuses et haveuses-chargeuses, utilisés dans les charbonnages de Valea Jiului.*

Patriciu, V., Olteneanu, M. et David, B.: *Application des cycles et rythmes de sédimentation aux gîtes de sel gemme et de potasse.*

Grou, I. et Tulliu, D. *L'épuration des eaux résiduelles provenant des usines de traitement (I).*

Partant des considérations qui conduisent à la nécessité d'épurer les eaux résiduelles quittant les usines de traitement des substances minérales utiles, on décrit les procédés d'épuration indiqués dans les ouvrages de spécialité avec applications dans l'industrie minière.

Tecu, T. et Zamfir, V. *Contributions au problème du repassage des fleurets aux charbonnages de Valea Jiului.*

On décrit les procédés de repassage des fleurets appliqués actuellement aux ateliers d'entretien des mines de Valea Jiului, en indiquant les mesures à prendre en vue d'améliorer les résultats de cette importante opération devant influencer le bon fonctionnement des marteaux-perforateurs ainsi que la consommation d'acier pour fleurets.

Costa-Floru, Al. et Costea, H. *Observations concernant quelques travaux radiométriques expérimentaux effectués dans la mine de Tazlău.*

L'article présente une vérification des possibilités d'identification des zones minéralisées, à l'aide de la cartographie radiométrique, et indique la mise au point d'une méthode radiométrique pour la détermination de la teneur en potasse.

NOTES

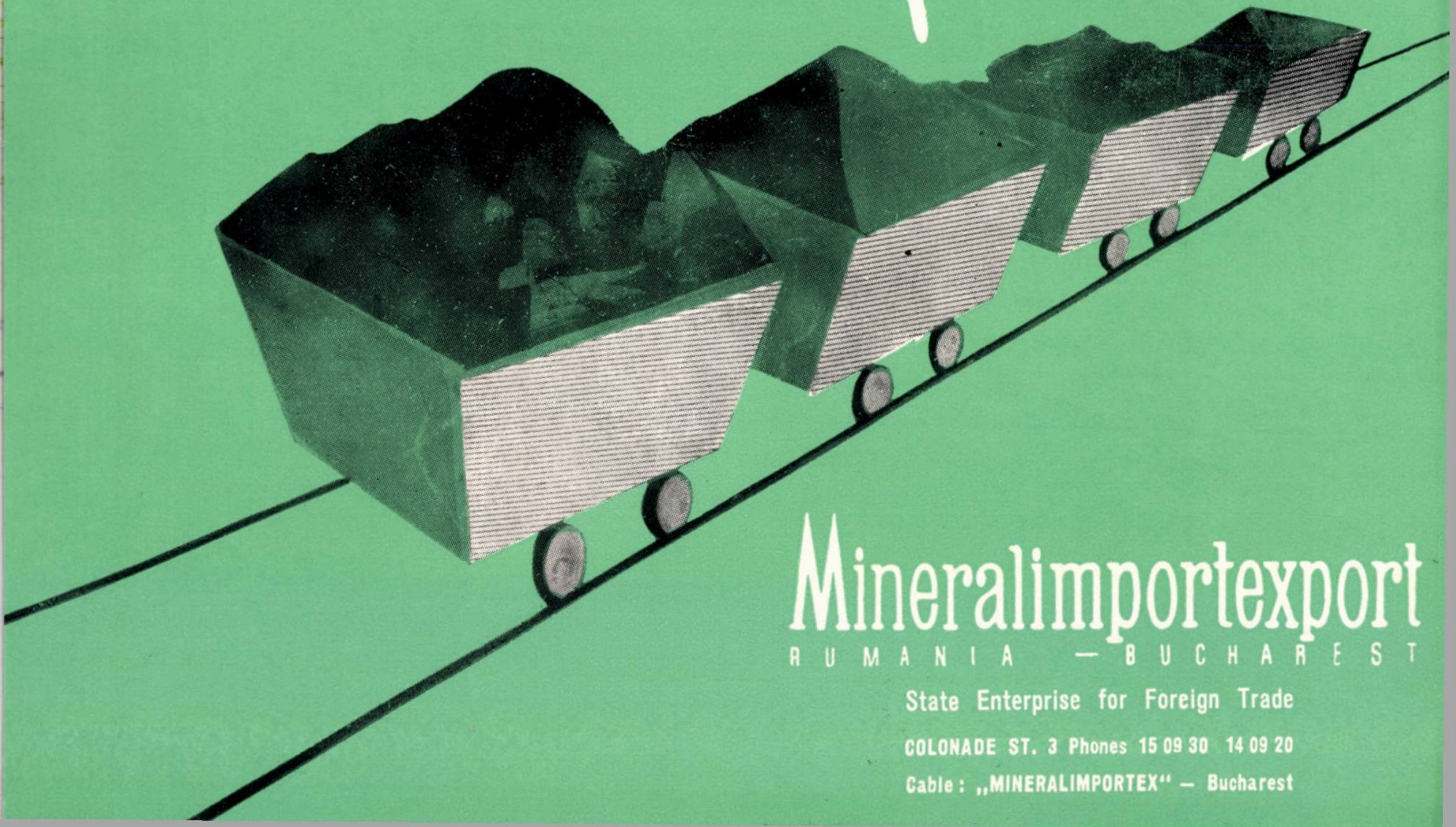
* * * *L'étanchement du soutènement des puits de mine par une émulsion de caoutchouc et d'asphalte.*

DOCUMENTATION

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

Salt
Manganese ore
Feldspar
Kaolin
Chalk
Pyrites
Bentonite
Bentovin
Natural Bitumen
Diatomite
Talc
Trass
Dolomite
Quartz
Mica

MINING PRODUCTS OF A SUPERIOR QUALITY OFFERS



Mineralimportexport
RUMANIA — BUCHAREST
State Enterprise for Foreign Trade
COLONADE ST. 3 Phones 15 09 30 14 09 20
Cable: „MINERALIMPORTEX" — Bucharest

FABRICA DE MASE PLASTICE „BUCUREŞTI"
Str. Ziduri Moşi nr. 23 Bucureşti

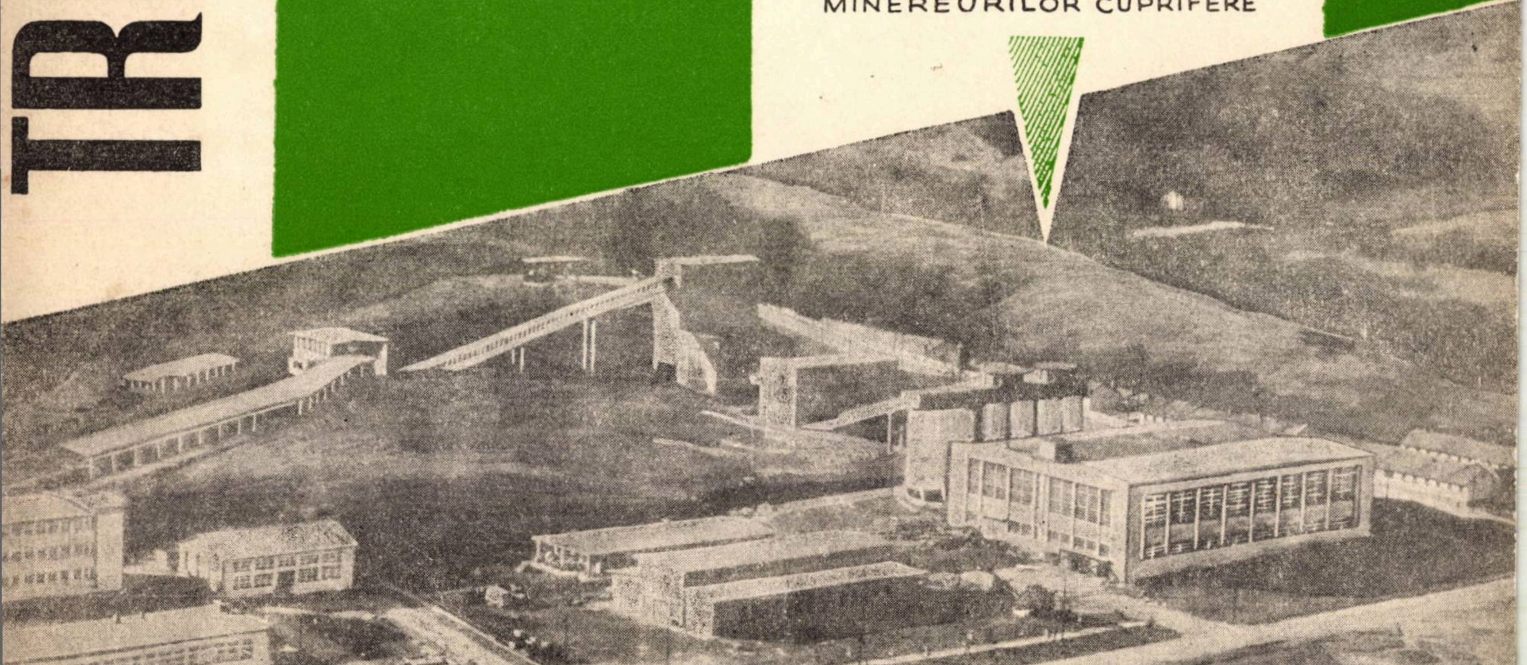
MASE PLASTICE
BUCURESTI

PRODUCE:

— căşti din P.V.C. pentru mineri
— căşti din P.V.C. pentru constructori

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT
1883

TRUSTUL MINIER DEVA



UZINA DE PREPARARE A
MINEREURILOR CUPRIFERE

PIAȚA UNIRII Nr. 9, DEVA

I. P. I., — c. 2777

E 1433

REVISTA MINELOR

10

OCTOMBRIE

1964

BUCUREŞTI

VOLUMUL XV • PAGINA 477—524

Combinatul carbonifer

VALEA JIULUI

Pentru ridicarea nivelului cultural al nilor muncii din Valea Jiului, al tinerei generații, o largă dezvoltare a cunoscut-o învățămîntul de toate gradele. Datorită grijii partidului și guvernului, în orașul Petroșeni a fost construit Institutul de mine, frecventat în prezent de peste 1 600 studenți. Școlile profesionale Petroșeni și Lupeni cuprind peste 1 500 de elevi iar școlile de maiștri 400 de elevi. Marea majoritate a inginerilor și tehnicienilor, care activează în prezent în unitățile mbinatului — cadre crescute de regimul de tie populară, — sînt absolvenți ai aces-

La conferința națională a P.C.R. din luna octombrie 1945, punîndu-se accentul pe dezvoltarea industriei metalurgice s-a stabilit necesitatea dezvoltării industriei carbonifere, îndeosebi a producției cărbunilor cocsificabili.

Realizările bune obținute se datoresc sprijinului acordat de partid și guvern și elanului cu care muncitorii, inginerii și tehnicienii au muncit pentru realizarea sarcinilor din planurile anuale și cincinale.

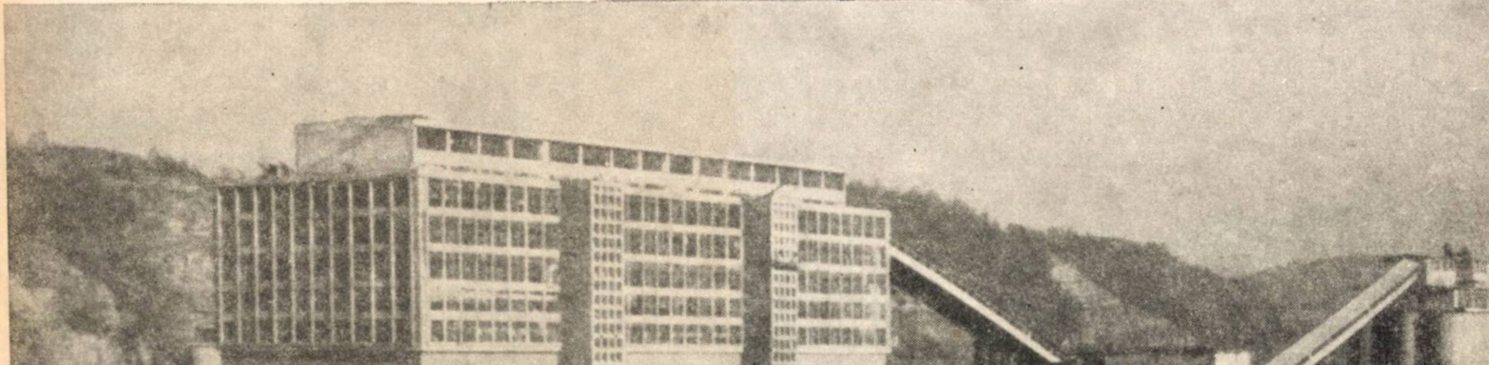
In cei 20 de ani care au trecut de la eliberarea patriei noastre, Valea Jiului, principalul bazin carbonifer al țării, a cunoscut o dezvoltare deosebită. Ca să ne dăm seama de schimbările esențiale care au avut loc în această perioadă este necesar să ne amintim cum se prezentau minele noastre la data eliberării patriei noastre de sub ju ul fascist.

La realizările obtinute pe linie tehnică la minele din Valea Jiului o contribuție însemnată au avut-o și inovatorii, care prin propunerile lor au adus îmbunătățiri în funcționarea diferitelor utilaje și instalații, în reducerea consumurilor de materiale, precum și în per- rea continuă a procedeelor de lucru.

Un grad înalt de mecanizare s-a obținut la transportul principal pe galerii, care în anul 1944 se făcea în mare parte manual și cu cai, iar astăzi este mecanizat în proporție de aproape 100%. Pe traseele principale se folosesc locomotive electrice cu troleu și locomotive Diesel, iar pe galeriile secundare — locomotive cu acumulatoare.

Tot ce s-a făcut pentru mineri în anii
terii populare, locuințele confortabile,
zarea îmbunătățită, asigurarea unei
lipsite de griji, ușurarea muncii lor
ducerea tehnicii noi, scot puterr
contrastul izbitor dintre viat
de astăzi și cea din trecut.
Însuflețiți de victoriil
de ani, minerii Văii Jiu
viitorul, fiind hot
partidului să-și c
ărețe ale con
a Popular
în h

Dinamica cresc lucției în perioada celor 20 de ani de la eliberare s-a realizat în paralel cu creșterea nivelului tehnic al procesului de producție, factor hotărîtor în creșterea productivității muncii și îmbunătățirea activității economice a întreprinderii



Uzina de preparare Coroești, amplasată în centrul carbonifer Valea Jiului, în apropierea orașului Vulcan, a fost construită în scopul preparării cărbunilor de la minele Vulcan.

Prin punerea în funcțiune a Uzinei de preparare de la Coroești s-a realizat unul din obiectivele de seamă pentru industria minieră, contribuind astfel la îmbunătățirea calității cărbunelui.

E 1433

Revista MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI ENERGIEI ELECTRICE ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT
1883

CUPRINS

BĂLTĂREŢU, R. şi CĂRĂVAN, C.: **Degajările de CO_2 de la mina Lueta şi combaterea lor** . . . 477–481

POPOVICI ANA şi ZAREA SILVIA: **Floculanţi pentru industria minieră** 481–486

SECARĂ, GH., PAUL, E., ZAMFIR, V. şi FLOREA, A. : **Problema tacheţilor de siguranţă din turnurile de extracţie (I)** 486–490

CREŢULESCU, C. : **Verificarea în exploatare a brichetelor de lignit fabricate la rece şi fără presiune** 490–492

NOTE

DOGARU, M. : **Aspecte privind amorsarea sondelor de exploatare a sării şi rezultatele experienţelor executate pe sonde model** . 493–496

TEICH, I. : **Determinarea analitică a influenţei unor factori specifici asupra creşterii productivităţii muncii în industria cărbunelui** . 496–498

LĂPUŞCĂ, A. E., KHEIL, O. D. şi ILICA, D. D. : **Folosirea piridinei tehnice la flotarea minereurilor cinabrifere** 499–501

JUDE ELVIRA : **Combaterea spumelor la cianurarea piritelor flotate** 501–503

BĂLULESCU, P. : **Stingerea incendiilor de praf de cărbune depus în instalaţiile de la suprafaţă** . 504–505

SULEA, S. : **Regimuri tranzitorii în reţeaua electrică minieră de joasă tensiune cu considerarea parametrilor reţelei, / corpului omenesc şi aparatajului de protecţie** . . . 506–510

RECENZII

DIN ACTIVITATEA ŞTIINŢIFICĂ

DOCUMENTARE

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. LUBENESCU D., Laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil ; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct ; ing. ANTON P. ; ing. BĂLTĂREȚU R. ; conf. ing. BUZATU C ; candidat în științe prof. ing. COVACI ȘT. ; economist ENACHE M. ; ing. FOLEA I. ; prof. dr. ing. HUBER PANU membru corespondent al Academiei R.P.R., prof. dr. IANOVICI V. membru corespondent al Academiei R P.R., Laureat al Premiului de Stat ; ing. KISS A. ; ing. ROMAN P. ; ing. ȘERBAN A. ; prof. ing. VANCI GH., candidat în științe ing. VLAD P.

Revista Minelor, organ al Ministerului Minelor și Energiei Electrice și al Consiliului Național al Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R. (CNIT). Redacția : București, Strada Sfîntul Ion Nou nr. 33, Raionul Tudor Vladimirescu. Telefon 21.26.03. Administrația : IPROMIN București, Calea Victoriei nr. 109. Raionul 30 Decembrie. Telefon 13.26.45. Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinetele tehnice în contul nostru de virament : IPROMIN — Publicațiile Tehnice M.M.E.E., cont 04002014 B. I. Filiala București. Tarif pentru întreprinderi lei 100 anual. Tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri lei 30 anual. Prețul unui exemplar lei 5. Tiparul : Întreprinderea Poligrafică „INFORMAȚIA", București c. 3259

43 413

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

Degajările de CO_2 de la E.M. Lueta şi combaterea lor

Ing. R. BĂLTĂREŢU şi ing. C. CĂRAVAN

Sectorul Lueta, din cadrul exploatării miniere Harghita, se găseşte în plină dezvoltare, ceea ce atrage după sine intensificarea lucrărilor de deschidere şi pregătire necesare asigurării producţiei pentru viitor. Deschiderea şi pregătirea zăcămîntului în adîncime corespunde unei creşteri a debitului de ape carbogazoase şi deci a emanaţiilor de bioxid de carbon.

Zăcămîntul de fier, aferent sectorului Lueta, este situat pe versantul vestic al masivului Harghita, alcătuit din munţi vulcanici, de vîrstă miopliocenă. Din punct de vedere geologic, se distinge un fundament paleozoic, urmat de depozite mezozoice, miocene şi pliocene, peste care se situează un complex de piroclastite.

În perimetrul zăcămîntului se deosebesc roci sedimentare, miopliocene, cu intercalaţii de produse vulcanice, acoperite de tufuri andezitice. La baza complexului sedimentar se întîlnesc marne fosilifere şi conglomerate, care aflorează la sud de mina Lueta, iar deasupra pietrişului, slab cimentate, marne şi nisipuri. Depozitele sedimentare, miopliocene, precum şi piroclastitele sînt caracterizate prin prezenţa fenomenelor de diageneză, sub influenţa apelor carbogazoase, precum şi printr-o serie de alte manifestări post vulcanice.

Mineralizaţia este localizată la limita depozitelor sedimentare, cu roci efuzive, tufuri vulcanice şi aglomerate andezitice, avînd forma de strate, cu grosimea variabilă, cuprinsă între 0,30 şi 9 m. Zăcămîntul este alcătuit din siderită compactă, fin granulară, slab limonitizată, de culoare cenuşie spre brună, în funcţie de conţinutul de fier.

I. Provenienţa degajărilor de CO_2

În cursul anului 1958 Staţia de cercetări pentru securitatea minieră — Petroşeni a întocmit lucrarea *Studiul emanaţiilor de gaze la mina Lueta* care, conform temei de cercetare, a avut ca obiectiv : determinarea calitativă şi cantitativă a gazelor emanate la mina Lueta, stabilirea surselor şi cauzelor emanaţiilor de gaze ; stabilirea schemei optime de aeraj, determinarea elementelor aerajului existent.

În baza studiului amintit s-a ajuns la următoarele concluzii :

1. Analiza cantitativă a aerului de mină a indicat prezenţa bioxidului de carbon care, din punct de vedere cantitativ, în majoritatea cazurilor depăşea limita prevăzută la normele şi instrucţiunile în vigoare.

2. Nu a fost semnalată prezenţa altor gaze nocive.

3. Cauzele existenţei bioxidului de carbon în aerul de mină, în ordinea importanţei acestora sînt : degajarea bioxidului de carbon transportat de apele de infiltraţie şi izvoare, care au întîlnit în drumul lor emanaţii de CO_2 caracteristice fazei mofetice din regiunile vulcanice, degajarea bioxidului de carbon din apele colectate şi canalizate pe traseul lucrărilor miniere, prezenţa reacţiilor chimice între siderite şi apele cu un conţinut mare de bioxid de carbon, cu formare de carbonat acid de fier şi apoi descompunerea acestuia cu degajare de bioxid de carbon.

4. Debitul absolut maxim de bioxid de carbon a fost de 4,99 m^3/min, ceea ce revine lunar la circa 210 000 m^3, iar debitul absolut minim de bioxid de carbon a fost de 1,16 m^3/min, ceea ce revine lunar la circa 50 000 m^3 (1958).

5. În perioada aprilie—august 1958, faţă de necesarul de aer (850 m^3/min), se realiza în luna aprilie 279 m^3/min, iar în luna august 210 m^3/min.

II. Situaţia actuală a exploatării (fig. 1)

Mina Lueta este deschisă prin galeria de coastă Gustav, la orizontul zero, care la circa 120 m se ramifică în alte două galerii, în direcţia est şi nord, deschizînd aceste părţi ale zăcămîntului. În afară de galeria de coastă, mai există două comunicări cu suprafaţa, reprezentate prin suitorul principal de aeraj vechi şi actualul suitor de aeraj, care este în curs de amenajare.

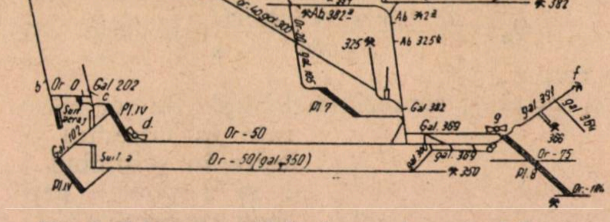


Fig. 1. Schema spaţială de aeraj a minei Lueta.

În funcţie de dezvoltarea reţelei de lucrări miniere, din punctul de vedere al aerajului pot fi diferenţiate două sectoare (sectorul Gustav est şi sectorul Gustav nord-vest).

Nivelul exploatării este cuprins între orizontul —20 şi orizontul —50, pentru sectorul Gustav est, iar pentru sectorul Gustav nord-vest între orizontul —40 şi orizontul —50, executîndu-se lucrări de pregătire la orizontul —50, —75, şi —100.

Pentru extragerea substanţei minerale utile se aplică două metode de exploatare : metode de exploatare prin împărţirea stratului în felii orizontale, extrase cu abataje-cameră, sens de avansare pe verticală ascendent, aplicîndu-se pentru dirijarea coperişului rambleierea manuală totală şi metoda de exploatare cu abataj frontal, dirijarea coperişului realizîndu-se prin prăbuşire parţială.

III. Clasificarea minei Lueta după regimul degajărilor de CO_2.

După ce s-au determinat calitativ gazele degajate, pe baza analizării probelor de aer recoltate din fronturile de muncă pe traseul circuitelor de aeraj şi în curenţii de ieşire, s-au stabilit debitele absolute ale degajărilor de gaze şi apoi debitul relativ. Natura degajărilor de gaze a fost stabilită pe baza probelor analizate şi a studierii documentaţiei geologice existente. Zonele de acumulare au fost precizate pe baza probelor de aeraj şi a analizării aerajului pe diferite trasee.

Aparatura utilizată pentru colectarea probelor de aer de mină şi analizarea lor în ceea ce priveşte bioxidul de carbon este cea precizată de Instrucţiunile provizorii pentru calitatea aerului de mină întocmite la S.C.S.M.-Petroşeni.

Avînd debitele de aer şi conţinutul procentual de bioxid de carbon în curenţii de ieşire pentru categorisirea minei s-au stabilit după mărimi debitul absolut, care reprezintă volumul de gaze (m^3), ce se degajă în timp de o lună şi debitul relativ, ce reprezintă raportul dintre debitul absolut şi producţia extrasă în aceeaşi unitate de timp (m^3/t).

Calculul debitului absolut al degajărilor de gaze s-a făcut în trei etape pentru fiecare din cele trei măsurători efectuate, conform instrucţiunilor provizorii de clasificare, adică în cazul unei mine sau al unui sector în care aerisirea este realizată printr-un sistem de aeraj şi cu o singură gură de evacuare a aerului viciat după formula :

$$Q_a = \frac{q_1 \cdot n_1 + q_2 \cdot n_2 + q_3 \cdot n_3}{3 \times 100}, \ m^3/min \qquad (1)$$

în care :

q_1, q_2 şi q_3 reprezintă debitele de aer măsurate în curentul de ieşire în schimbul 1, 2 şi 3 pentru perioada respectivă ;

n_1, n_2 şi n_3 — procentele de gaze (CO_2) corespunzător debitelor de aer q_1, q_2 şi q_3.

În baza relaţiei (1) s-au obţinut rezultatele corespunzătoare perioadelor de măsurare (tabela 1).

Tabela 1

Nr. crt.	Perioada de măsurare	Notaţie	m^3CO_2/min
1	Începutul lunii	Q_a (2.VII)	13,97
2	Jumătatea lunii	Q_a (18.VI)	10 093
3	Sfîrşitul lunii	Q_a (25.VI)	18,9

Din cele trei valori Q_a (18.VI), Q_a (25.VI) şi Q_a (2.VII) s-a ales valoarea maximă şi s-a calculat debitul absolut maxim lunar pentru gura de evacuare a aerului viciat cu ajutorul relaţiei (2).

$$Q_{lunar} = 60.24.31 \ Q_{max}. \qquad (2)$$

Din care rezultă :

$$Q_{max} = 843.696 \ m^3/lună.$$

Pe baza debitelor absolut maxime şi a producţiei stabilite s-a calculat debitul relativ după formula (3) :

$$q = \frac{Q_{lunar}}{T}, \ m^3 \ CO_2/t \qquad (3)$$

$$q = 82,3 \ m^3 \ CO_2/t.$$

Normele de tehnica securităţii pentru minele de minereuri feroase, neferoase, nemetalifere şi sare (art. 535) prevăd clasificarea acestora în funcţie de debitul relativ de bioxid de carbon, avîndu-se în vedere instrucţiunile pentru clasificarea minelor după emanaţiile de gaze.

În baza acestora clasificarea minelor în funcţie de emanaţiile de bioxid de carbon (varianta I) se face conform tabelei 2.

Tabela 2

Categoria minei	Debit relativ al degajărilor de CO_2 (qCO_2)	
	limita inferioară m^3/t	limita superioară m^3/t
Mine cu degajări obişnuite de bioxid de carbon :		
categoria I	0	5 (inclusiv)
categoria a II-a	peste 5	pînă la 10 (inclusiv)
categoria a III-a	peste 10	pînă la 15 (inclusiv)
categoria a IV-a	peste 15	nelimitat
Mine cu degajarea bioxidului de carbon sub formă de suflaiuri (categoria a V-a)	indiferent	
Mine cu degajarea bioxidului de carbon sub formă de erupţii de CO_2 şi material mărunt (categoria a VI-a)	indiferent	

IV. Interpretarea rezultatelor obținute

1. Pe baza datelor stabilite prin studiile întocmite de S.C.S.M.-Petroșeni în cursul anilor 1958, 1962 și 1963 se constată prezența bioxidului de carbon în lucrările miniere subterane ale minei Lueta.

Valoarea maximă a conținutului procentual de bioxid de carbon la locurile de muncă și în rețeaua de lucrări miniere subterane a fost obținută pentru anul 1963 și anume 4,73%.

2. Valoarea debitului absolut de bioxid de carbon arată o creștere continuă între anii 1958 și 1963 (4,99 m^3/min în 1958, 11,9 m^3/min în 1962 și 18,093 m^3/min în 1963) ceea ce corespunde cu creșterea volumului de lucrări subterane datorită adîncirii exploatării.

Conținutul de bioxid de carbon în apele subterane a fost maxim în perioada anului 1962 atingînd valoarea de 1 351 mg/l în galeria 300, față de 243 mg/l determinată în anul 1963.

Debitele absolute de bioxid de carbon degajat din ape nu pot fi analizate comparativ, întrucît nu s-au urmărit în toate perioadele debitele de apă evacuate din mină.

3. Din măsurătorile de aeraj executate în cele trei perioade, rezultă că pentru anul 1958 față de necesarul de aer de 850 m^3/min se realiza doar 210—279 m^3/min.

În anul 1962 necesarul de aer este evaluat la 2 330 m^3/min (pentru 0,75% CO_2 în curenții de ieșire) fără ca această cifră să fie realizată.

În cursul anului 1963 necesarul de aer, în funcție de gaze, este de 3 400 m^3/min (pentru 0,75% CO_2 în curenții de aer) fără ca acest debit să fie realizat.

Repartiția aerului în subteran corespunde figurii 2.

În concluzie, din cele de mai sus rezultă creșterea continuă a debitului absolut de bioxid de carbon, deci a emanațiilor pe măsura creșterii exploatării și a volumului producției (prin extinderea rețelei de lucrări miniere).

Repartiția cantitativă a aerului în subteran corespunde figurii 3.

4. Dacă se ține seamă de faptul că în cursul anului 1958, nivelul exploatării se găsea deasupra orizontului —20, în anul 1962 între orizonturile —20 și —50, iar în anul 1963 la nivelul orizontului —50, avîndu-se totodată în vedere și coborîrea nivelului lucrărilor de deschidere și pregătirea între aceste perioade, în baza debitului absolut de bioxid de carbon obținut, se poate conta, în mod orientativ, pe o creștere a degajărilor cu circa 6,97 m^3/min, pentru adîncirea exploatării cu circa 30 m, ceea ce, raportat la 100 m adîncime, corespunde cu 23,23 m^3 CO_2/min (fig. 4).

Trebuie avut însă în vedere că această cifră orientativă poate fi influențată de o serie de factori care determină prezența bioxidului de carbon în zăcămînt și degajarea lui (viituri de apă, zone mofetice puse în legătură cu rețeaua de aeraj etc.).

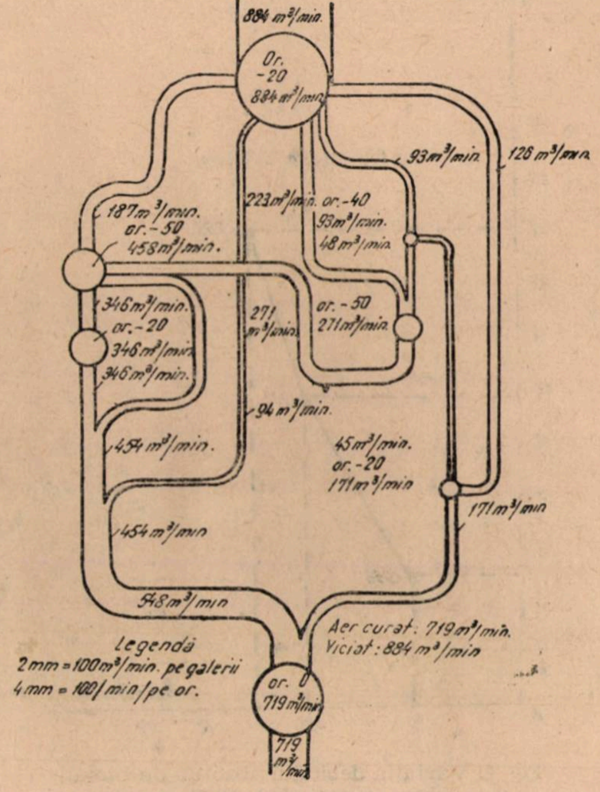

884 m³/min.
Or. -20 884 m³/min
93 m³/min
126 m³/min
223 m³/min.
or. -40 93 m³/min. 48 m³/min
187 m³/min.
or. -50 458 m³/min.
346 m³/min.
or. -20 346 m³/min
346 m³/min.
271 m³/min
or. -50 271 m³/min
94 m³/min.
454 m³/min.
45 m³/min.
or. -20 171 m³/min
171 m³/min
454 m³/min
548 m³/min
Aer curat: 719 m³/min.
Viciat: 884 m³/min
Legendă
2 mm = 100 m³/min. pe galerii
4 mm = 100/min/pe or.
or. 0 719 m³/min
719 m³/min

Fig. 2. Schema cantitativă a minei Lueta.

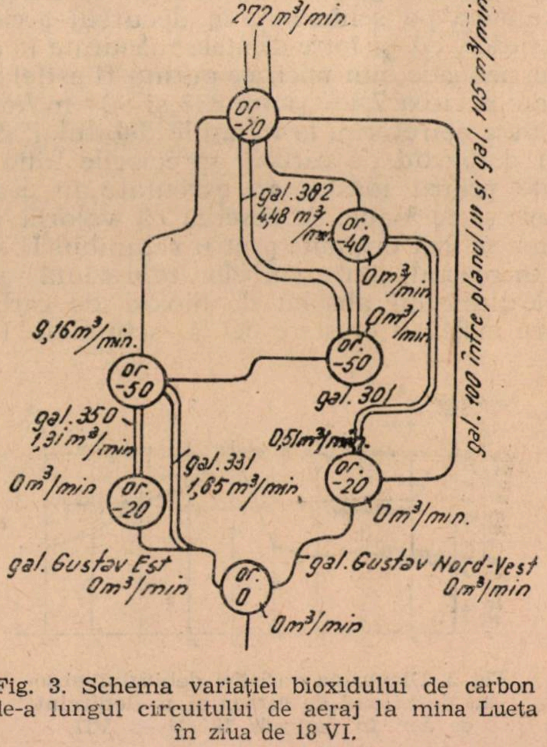

272 m³/min.
gal. 100 între planul III și gal. 105 m³/min.
or. -20
gal. 382 4,48 m³/min
or. -40
0 m³/min
0 m³/min
9,16 m³/min.
or. -50
or. -50
gal. 301
gal. 350 1,31 m³/min
0,51 m³/min.
gal. 331 1,65 m³/min
0 m³/min
or. -20
or. -20
0 m³/min.
gal. Gustav Est 0 m³/min
or. 0
gal. Gustav Nord-Vest 0 m³/min
0 m³/min

Fig. 3. Schema variației bioxidului de carbon de-a lungul circuitului de aeraj la mina Lueta în ziua de 18 VI.

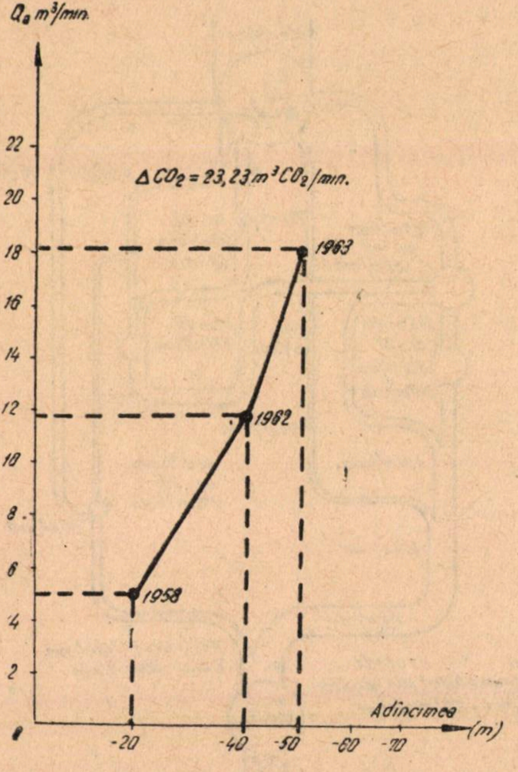


Fig. 4. Variaţia debitului absolut de bioxid de carbon în anii 1958, 1962 şi 1963.

5. Cercetările au arătat că degajările de CO_2 sînt mult mai frecvente în sectorul Gustav nord-vest decît în sectorul Gustav est.

6. Din diagrama din figura 5 se poate deduce că în ceea ce priveşte debitul de aer, diferenţele obţinute atît între măsurătorile executate pe schimburi, în decursul aceleaşi perioade, cît şi între debitele măsurate în cele trei perioade sînt mici, ele putînd fi astfel evaluate la circa 7,4% (între 837 şi 904 m³/min).

Dacă ne referim la variaţiile debitului absolut de bioxid de carbon, aprecierile fiind făcute pentru măsurători executate în cadrul aceleaşi perioade, se observă că valorile maxime au fost obţinute pentru schimbul II şi I.

În general, alura curbelor reprezintă variaţiile debitului absolut de bioxid de carbon, care indică o creştere de la schimbul I la schimbul II şi a descreşterii de la schimbul II la schimbul III, — valoarea obţinută pentru schimbul III fiind însă mai mare decît valoarea înregistrată pentru schimbul I.

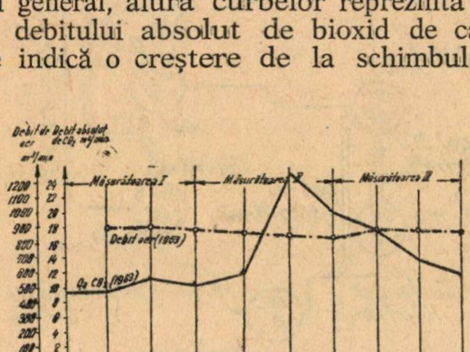


Fig. 5. Diagrama variaţiei debitului absolut de bioxid de carbon şi a debitului de aer în perioada 18 IV—2 VII.

Excepţie de la această observaţie fac rezultatele obţinute pentru perioada din 2.VII, cînd alura curbei de variaţie a debitului absolut de bioxid de carbon indică o descreştere continuă de la schimbul I la schimbul III.

În decursul celor trei perioade mai sus amintite, valoarea maximă a fost $Q = 25,85$ m³/min.

7. Dacă se urmăreşte curba de variaţie a producţiei se observă în mod comparativ pentru cele trei perioade că producţia maximă s-a înregistrat în ziua în care a avut loc şi degajarea maximă.

Diagrama din figura 6, pe baza alurei curbelor de variaţie pentru debitul absolut şi relativ de bioxid de carbon, arată o creştere a valorilor începînd de la jumătatea lunii pînă la sfîrşitul ei, cînd s-au înregistrat valorile maxime (25,85 m³/min şi 0,07 m³/t), iar în continuare o descreştere.

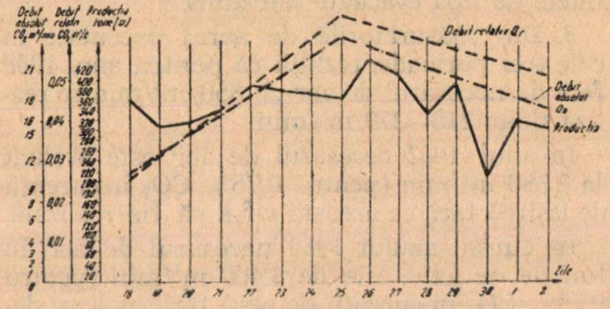


Fig. 6. Diagrama variaţiei debitului absolut şi relativ de bioxid de carbon pe mină în decursul perioadei 18 VI—2 VII.

Din cele menţionate mai sus rezultă o creştere a conţinutului de bioxid de carbon în aerul de mină corespunzător unei creşteri a producţiei ; variaţiile degajărilor de bioxid de carbon în funcţie de producţie nu au putut fi exprimate zilnic întrucît măsurătorile au fost executate doar în anumite zile din interval.

8. Situaţia bioxidului de carbon în apele subterane. Conţinutul de bioxid de carbon, în mg/l, a fost determinat prin analiza probelor de ape prelevate, atît la ieşirea din mină, cît şi de-a lungul reţelei subterane în punctele principale. În baza rezultatelor obţinute a fost întocmită diagrama din figura 7, care reprezintă variaţia conţinutului de bioxid de carbon în apă şi a debitului de apă de-a lungul reţelei principale de lucrări subterane.

Din diagramă (fig. 7) se observă, pe baza alurei curbei de variaţie a conţinutului de bioxid de carbon în apele subterane, că valorile maxime sînt obţinute în lucrările corespunzătoare lucrărilor de deschidere şi pregătire de la orizonturile —50, —75 şi —100, curba descrescînd spre punctele de măsurare de la orizonturile superioare, atingînd valoarea maximă la orizontul zero, respectiv galeria Gustav, care reprezintă punctul de evacuare a apelor din subteran la suprafaţă.

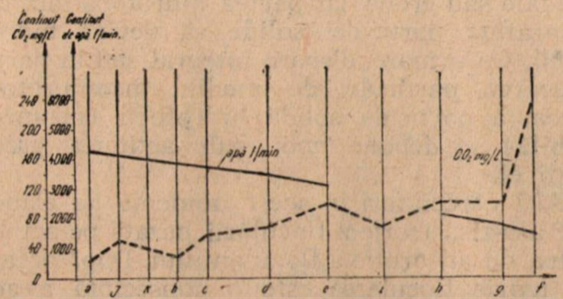


Fig. 7. Variaţia conţinutului de bioxid de carbon şi a debitului de apă pentru ziua de 21 VI 1963 de-a lungul reţelei de lucrări miniere subterane.

În baza celor menţionate mai sus se constată faptul că în apele subterane conţinutul de bioxid de carbon scade pe măsură ce ne apropiem de punctul de evacuare a apelor la suprafaţă deci şi pe măsura creşterii debitului de apă, ceea ce denotă că în permanenţă din aceste ape se degajă CO_2.

V. Lupta contra emanaţiilor de CO_2

1. Ţinînd seamă de condiţiile în care se degajă bioxidul de carbon la mina Lueta, se prevăd numai două căi de luptă pentru evitarea acumulărilor acestui gaz:

a) realizarea aerajului în condiţii optime ţinînd seamă de specificul reţelei şi a gazelor degajate;

b) captarea apelor de la un loc cît mai apropiat de izvoare.

2. Pentru realizarea aerajului se depun eforturi susţinute începînd din anul 1958.

Debitele de aer realizate au fost mărite de la 210 m^3/min la 875 m^3/min.

S-au executat unele lucrări de aeraj şi s-a raţionalizat reţeaua de aeraj.

Faţă de creşterea continuă a bioxidului de carbon este necesar montarea unui astfel de ventilator care să permită satisfacerea debitului necesar în condiţiile creşterii adîncirii şi dezvoltării reţelei ţinînd seamă de gradientul de dezvoltare de 23,23 m^3/min stabilit de S.C.S.M Petroşeni (pe baza unui nou proiect de aeraj).

În cazul aerajului obţinut este necesară realizarea circuitelor de aeraj etanşe, care să permită aerisirea eficientă a locurilor de muncă cu degajări mari de bioxid de carbon.

3. Ca o măsură de viitor, de importanţă deosebită, se menţionează canalizarea apelor din toate lucrările miniere şi reducerea la minim a suprafeţelor de contact dintre apă şi aer (acoperirea canalelor, montarea de conducte închise etc.).

Floculanţi pentru industria minieră

Ing. ANA POPOVICI şi
ing. SILVIA ZAREA

Depunerea particulelor fin dispersate în suspensii apoase este o problemă care interesează în mod deosebit sectoarele de preparare a minereurilor feroase, neferoase, nemetalifere şi a cărbunilor.

În unităţile de preparare ale acestor sectoare se lucrează cu un material fin măcinat în suspensie apoasă, aşa-numita tulbureală. Aceasta conţine procente diferite de fracţiuni fine cu caracter coloidal, care îngreuiază procesele propriu-zise de preparare, în special procesele de sedimentare, îngroşare şi filtrare.

Pentru accelerarea sedimentării acestor fracţiuni solide, unele de natură coloidală iar altele sub formă de dispersie grobă, se folosesc în ultimul timp aşa numiţii agenţi de floculare. Aceştia au dus, prin aplicarea lor în domeniul preparării minereurilor, la îmbunătăţiri apreciabile a tehnologiilor respective, creînd o serie de avantaje ca:

— micşorarea apreciabilă a timpului de staţionare a tulburelilor în bazinele de decantare, mărindu-se astfel capacitatea de prelucrare a acestora;

— mărirea capacităţii de prelucrare a instalaţiilor de filtrare;

— crearea posibilităţii recirculării apelor reziduale, acolo unde se ridică problema necesităţii unor volume mari de apă.

Substanţele indicate în literatură ca agenţi de floculare sînt destul de numeroase şi variate ca structură. Primii agenţi de floculare folosiţi în procesele de sedimentare şi clarificare au fost substanţe de natură anorganică ca sulfaţii şi clorurile metalelor grele, de asemenea hidroxizii alcalini şi alcalino-teroşi. Apoi s-a trecut la substanţe organice ca gelatina, cleiul, amidonul caustificat, iar ulterior, în urma unor studii mai aprofundate în acest domeniu, s-a găsit o serie de substanțe organice de sinteză care au proprietăți floculante. Dintre aceștia mai importanți sînt compușii pe bază de celuloză, compușii pe bază de amoniu cuaternar și în ultimul timp sînt foarte apreciați polimerii sintetici solubili în apă. Aceștia din urmă, adăugați în concentrații mai scăzute decît 0,01% din greutatea solidului, aglomerează particulele solide foarte rapid, producînd agregate stabile care se depun cu viteze apreciabil mărite.

Dintre polimerii sintetici solubili în apă au găsit o largă aplicare ca agenți de floculare cei pe bază de derivați acrilici ca poliacrilamida și poliacrilații. Ei apar în comerț sub diferite denumiri ca Separan, Sedipur, Flokal, Aerofloc.

Considerații teoretice privind mecanismul fenomenului de floculare

Folosirea floculanților macromoleculari sintetici pe scară largă, fiind de dată recentă, mecanismul care stă la baza fenomenului de floculare în acest caz nu este studiat încă în suficientă măsură, astfel că pînă în prezent nu există o teorie unică, unanim recunoscută.

Este cunoscut faptul că particulele solide dispersate într-un mediu lichid poartă pe suprafața lor o sarcină electrică pozitivă sau negativă. Datorită acestui fapt particulele încărcate cu sarcini electrice de același fel se resping, căpătînd astfel o anumită stabilitate care împiedică depunerea lor. Pentru a accelera sedimentarea este necesar ca sarcina superficială a particulelor să fie neutralizată, fapt care se poate realiza prin adăugare de electroliți. Aceștia produc o redistribuire a sarcinilor electrice astfel că se produce o micșorare a forței de respingere într-atît, încît particulele încep să se apropie unele de altele, dînd naștere la agregate sau flocoane care se depun apoi datorită greutății lor. Deci mecanismul formării flocoanelor cu ajutorul electroliților constă în acțiunea lor de a aglomera solidele în suspensie în urma neutralizării sarcinilor electrice superficiale.

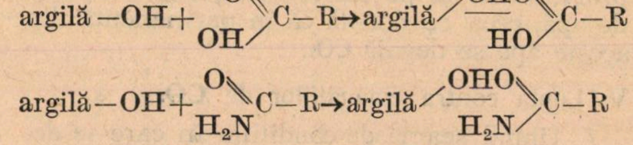
Conform acestei teorii, în cazul polimerilor care sînt formați din macromolecule filiforme heteropolare de tip polivalent, puternic disociate în soluții foarte diluate, iau naștere anioni giganți înconjurați de zeci de mii de cationi, care au rolul de a ajuta la descărcarea particulelor de solid, care sînt de obicei încărcate cu sarcini electrice negative. În cazul particulelor de steril și de cărbune s-a stabilit că sarcina electrică este negativă.

Așa dar, după unii cercetători fenomenul de floculare cu polimeri s-ar datora faptului că aceștia dau naștere la ioni filiformi polivalenți care se comportă ca structură și acțiune la fel ca electroliții.

O altă teorie pretinde că flocularea s-ar datora faptului că unele combinații macromoleculare au catena hidrofilă și baza hidrofobă. Astfel în acest caz catena hidrofilă intră în combinație cu pelicula de apă a particulei coloidale sau grobe, iar partea hidrofobă face ca suprafața particulei solide să devină hidrofobă. Ca urmare, dispare integral sau în parte frecarea particulei de mediul înconjurător. Această particulă solidă hidrofobă (neumectabilă) se depune apoi sub acțiunea greutății ei.

Alți cercetători în acest domeniu au elaborat așa-zisa teorie a floculării bazată pe activitatea de adsorbție a floculantului. După această teorie flocularea este o consecință a adsorbției floculantului la suprafața particulelor solide. Adsorbția are loc prin formare de legături de hidrogen între grupele active ale combinațiilor macromoleculare și grupările active de pe suprafața solidului.

Astfel, în cazul polimerilor cu grupări active carboxilice sau amidice, adsorbția lor la argilă, de exemplu, se presupune că ar avea loc conform schemei :



$$\text{argilă}-\text{OH}+\begin{array}{l}\text{O}\diagdown\!\!\diagdown\\ \text{OH}\diagup\end{array}\!\text{C}-\text{R}\rightarrow\text{argilă}\diagup\begin{array}{c}\text{OHO}\diagdown\!\!\diagdown\\ \overline{}\\ \text{HO}\diagup\end{array}\!\text{C}-\text{R}$$

$$\text{argilă}-\text{OH}+\begin{array}{l}\text{O}\diagdown\!\!\diagdown\\ \text{H}_2\text{N}\diagup\end{array}\!\text{C}-\text{R}\rightarrow\text{argilă}\diagup\begin{array}{c}\text{OHO}\diagdown\!\!\diagdown\\ \overline{}\\ \text{H}_2\text{N}\diagup\end{array}\!\text{C}-\text{R}$$

Fenomenul are loc în sensul că la început cîteva grupe active, izolate ale moleculei floculantului se unesc cu particulele solide prin punți de hidrogen, iar restul moleculei rămîne în soluție putînd să-și unească grupele active cu alte particule solide sau chiar cu partea liberă a altei molecule, adsorbită deja la particule solide. În acest mod, se formează punți de conexiune între particulele solidului.

Aceste punți, formate de floculant, preîntîmpină mișcarea dezordonată a particulelor solide ușurînd depunerea lor.

În figura 1 este redată schema floculării a două particule solide cu ajutorul Separanului 2610, după Mecarty și Olson.

Din teoriile enunțate, care sînt cele mai importante din literatura publicată în acest sens,

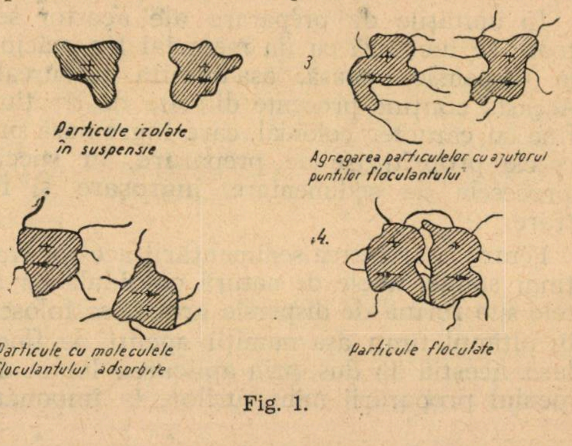

Particule izolate în suspensie
3
Agregarea particulelor cu ajutorul punților floculantului
Particule cu moleculele floculantului adsorbite
4.
Particule floculate

Fig. 1.

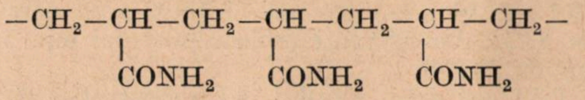
se desprinde faptul, așa după cum am mai menționat, că mecanismul fenomenului de floculare cu produși macromoleculari constituie încă un obiect de cercetare. Dacă una din teorii este valabilă într-un caz, ea nu mai corespunde altora ; așa de exemplu dacă teoria cu electroliții este valabilă în cazul polimerilor cationici ea nu mai corespunde în cazul polimerilor anionici, unde pare să fie valabilă teoria legăturii de hidrogen.

Un fapt care s-a stabilit practic și care trebuie menționat este că folosirea de cantități excesive de floculant duce la o floculare mult diminuată. Numărul mare de molecule de polimer, care înconjoară din toate părțile particula solidă, formează în jurul acesteia un strat, împiedicînd astfel aderarea la particula apropiată, iar suspensia se stabilizează.

De asemenea, încă un fapt stabilit este că adsorbția floculantului la solid este ireversibilă, deoarece molecula acestuia se fixează pe suprafața particulei cu multe grupe și cu forță de coeziune mare. Desorbția nu ar putea avea loc decît prin ruperea simultană a multor legături [1], [2].

Cercetări efectuate

Poliacrilamida face parte din grupa polimerilor acrilici solubili în apă, cu formula :



$$-CH_2-\underset{CONH_2}{\underset{|}{CH}}-CH_2-\underset{CONH_2}{\underset{|}{CH}}-CH_2-\underset{CONH_2}{\underset{|}{CH}}-CH_2-$$

Poliacrilamida, ca agent de floculare, și-a găsit o largă aplicare, deoarece în soluție apoasă dă naștere la un coloid, cu puternică acțiune floculantă într-un interval mare de pH. Produșii cu greutăți moleculare cuprinse între 50 000 și 100 000 au dat cele mai bune rezultate ; este frecvent folosită în multe domenii, iar în comerț apare sub diferite denumiri ca Separan, Superfloc-16 etc.

Poliacrilamida se obține prin polimerizarea acrilamidei, produs ce a trebuit sintetizat în prealabil și care a constituit materia primă pentru sinteza polimerului.

Pentru obținerea acrilamidei în literatură sînt indicate mai multe metode, din care s-a ales metoda pe bază de nitril acrilic, întrucît necesită o tehnologie simplă, iar baza de materii prime este asigurată din producția industriei noastre chimice.

Procesul tehnologic elaborat cuprinde :

1. Hidroliza nitrilului acrilic în prezență de acid sulfuric conform reacției :

$$CH_2=CH-CN+H_2O+H_2SO_4\rightarrow$$
$$\rightarrow CH_2-CONH_2.H_2SO_4$$

Menționăm că reacția de hidroliză a nitrilului acrilic în mod normal decurge în mai multe etape ajungînd în final la sarea de amoniu a acidului acrilic. Pentru ca reacția de hidroliză să se oprească la faza de amidă, fază care interesează în acest caz, este necesar să se lucreze în anumite condiții. Prezența acidului sulfuric și a fierului metalic ca inhibitor face ca reacția de hidroliză să se oprească la produsul intermediar — sulfatul de acrilamidă.

Hidroliza are loc la 80°C, iar produsul are aspect siropos.

2. Faza următoare a procedeului constă în neutralizarea sulfatului de acrilamidă cu amoniac gazos, care se realizează la 40°C sub agitare continuă.

În timpul neutralizării masa devine din ce în ce mai vîscoasă, astfel că la un moment dat este necesar să se adauge apă pentru ca condițiile de lucru să nu se îngreuieze. Tratarea cu amoniac se face pînă ce pH-ul amestecului ajunge la 7.

Se obține un șlam apos care conține acrilamidă și sulfat de amoniu.

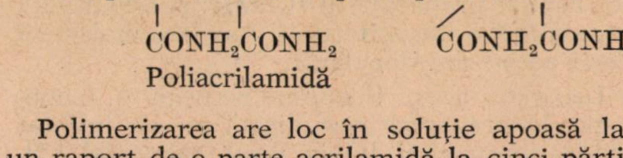
3. În continuare se trece la îndepărtarea sulfatului de amoniu din amestecul de mai sus, prin concentrarea amestecului și separarea prin filtrare a sulfatului de amoniu cristalizat. Menționăm că concentrarea amestecului de reacție s-a făcut sub vid la 10 mm Hg.

4. După îndepărtarea sulfatului de amoniu se obține o soluție apoasă de acrilamidă foarte saturată din care, prin răcire la 0°C, se cristalizează acrilamida, care apoi se separă prin filtrare. Filtratul obținut se concentrează în continuare pentru a se putea recupera acrilamida reținută. Se procedează așa de mai multe ori pentru ca randamentul în acrilamidă să fie cît mai aproape de cel teoretic. Practic randamentul obținut a fost de 83%.

Pierderile de acrilamidă, o dată cu îndepărtarea sulfatului de amoniu, au fost determinate prin metoda potențiometrică de dozare a amidei.

Acrilamida obținută este o substanță solidă, albă-gălbuie care după recristalizare din benzen are un punct de topire de 84—85°C.

Pentru obținerea poliacrilamidei, monomerul se polimerizează în prezență de promotori, ca anhidridă maleică și persulfat de potasiu.



$$n\ CH_2=CH.CONH_2\rightarrow$$
acrilamidă
$$\rightarrow -CH_2-\underset{CONH_2}{\underset{|}{CH}}-\underset{CONH_2}{\underset{|}{CH}}-CH_2-CH_2-\underset{CONH_2}{\underset{/}{CH}}-\underset{CONH}{\underset{|}{CH}}-$$

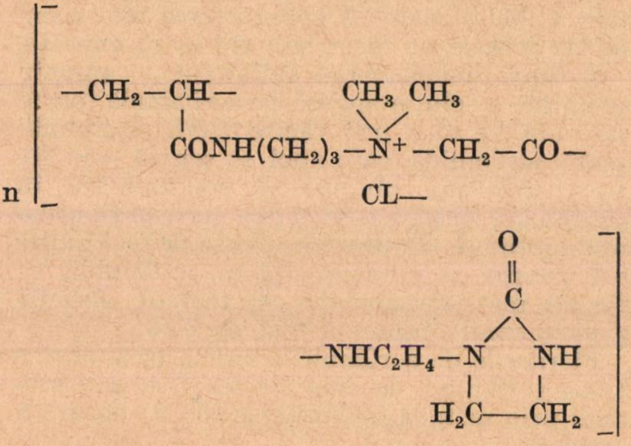
Poliacrilamidă

Polimerizarea are loc în soluție apoasă la un raport de o parte acrilamidă la cinci părți apă, la temperatura de 75°C. Promotorii se adaugă în proporție de 1% persulfat de potasiu ca inițiator și 2% acid maleic ca activator, calculați față de acrilamidă. Reacția de polimerizare durează circa 30 min, iar produsul finit este o masă vîscoasă, de culoare galbenă-roşcată — cînd se pleacă de la acrilamidă tehnică şi albă — cînd acrilamida este purificată. Greutăţile moleculare obţinute prin acest procedeu de polimerizare au fost de 50 000—100 000.

Pentru stabilirea eficacităţii de floculare polimerul obţinut a fost încercat la limpezirea tulburelilor de la Gura Barza, Baia de Arieş şi Săsar dînd rezultate puţin mai slabe decît Separanul (eficacitatea medie pentru Separan fiind $E = 20$ şi pentru poliacrilamidă $E = 16$). De asemenea, în cursul anului 1962 s-au făcut încercări, la scară industrială, la I. M. Aghireş, pe barbotine caolinoase, obţinîndu-se o reducere a timpului de sedimentare de trei ori [3], [4].

După realizarea poliacrilamidei, cercetările în acest domeniu s-au axat pe obţinerea unui floculant macromolecular pe bază de amoniu cuaternar.

S-a urmărit obţinerea unui polimer cu formula :



Această clorură de dimetil N-γ-propil-poliacrilamidă — N — [β-(α-cloracetamida)etil-N-N'-etilenuree] amoniu, după indicaţiile din literatură, la un consum de 0,2% în raport cu greutatea argilei, îmbunătăţeşte procesul de filtrare a suspensiilor obţinute la spălarea minereurilor de aur, avînd eficacitate şi în apă dură.

Polimerul pe bază de amoniu cuaternar obţinut în laborator a fost încercat pe barbotine caolinoase de Aghireş în comparaţie cu poliacrilamida preparată în ICEMIN şi Separanul, prezentînd o eficacitate de floculare mai mică decît aceşti doi floculanţi.

Deoarece acest floculant necesită o tehnologie de preparare complicată nu s-a insistat asupra preparării lui la nivel industrial [5], [6].

Poliacrilatul de sodiu, polimer acrilic uşor solubil în apă, folosit frecvent la operaţii de clarificare şi sedimentare.

Sinteza acestui floculant implică două faze :

— polimerizarea nitrilului acrilic pentru obţinerea poliacrilonitrilului ;

— hidroliza poliacrilonitrilului la poliacrilat de sodiu.

A. Polimerizarea nitrilului acrilic s-a făcut prin cele trei metode indicate de literatură : bloc, soluţie, emulsie.

— Polimerizarea în bloc s-a efectuat în prezenţă de peroxid de benzoil, ca agent de polimerizare, la temperatura de 75°C. Prin acest procedeu s-au obţinut greutăţi moleculare în jur de 300 000. Această cale de polimerizare a nitrilului acrilic nu este recomandabilă deoarece prezintă pericol de explozie.

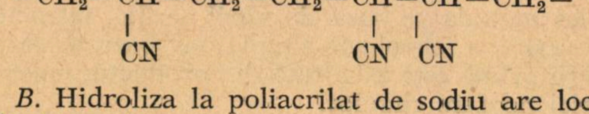
— Polimerizarea în soluţie apoasă este metoda uzuală de obţinere a poliacrilonitrilului. În acest caz s-a folosit o soluţie apoasă de 7,5% nitril acrilic la care s-a adăugat 2% persulfat de potasiu, ca iniţiator şi 1,5% bisulfat de potasiu ca activator. Din vasul de reacţie, cît şi din apă, s-a îndepărtat oxigenul prin barbotare cu azot, deoarece prezenţa oxigenului produce o inhibare a fenomenului de polimerizare. Temperatura de lucru a fost de 30—40°C. S-au obţinut greutăţi moleculare de circa 70 000 şi o conversie de 64%.

S-a mai încercat şi altă variantă folosind ca promotori persulfatul de potasiu (1,5%), metabisulfit de potasiu (0,05%) şi sare Mohr (0,1%). În acest caz s-a obţinut o conversie de 83%, dar greutăţi moleculare mai mici în jur de 50 000.

Prin varierea *p*H-ului, a concentraţiei promotorilor şi a temperaturii de lucru s-au preparat polimeri cu greutăţi moleculare cuprinse între 20 000 şi 70 000.

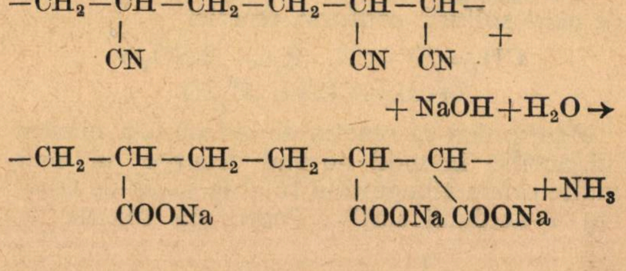
— Polimerizarea în emulsie a nitrilului acrilic a dus la conversii îmbunătăţite. În cazul cînd s-a lucrat cu o emulsie apoasă de 15—20% s-a obţinut o conversie de 90%. Concentraţii mai mari dau amestecuri de reacţie prea îngroşate astfel că nu se mai pot agita. Şi în acest caz greutăţile moleculare au fost cuprinse între 50 000 şi 70 000.

Poliacrilonitrilul este un solid alb, insolubil în apă, cu formula :



$$-CH_2-\underset{CN}{CH}-CH_2-CH_2-\underset{CN}{CH}-\underset{CN}{CH}-CH_2-$$

B. Hidroliza la poliacrilat de sodiu are loc după reacţia :



$$-CH_2-\underset{CN}{CH}-CH_2-CH_2-\underset{CN}{CH}-\underset{CN}{CH}- + NaOH + H_2O \rightarrow -CH_2-\underset{COONa}{CH}-CH_2-CH_2-\underset{COONa}{CH}-\underset{COONa}{CH}- + NH_3$$

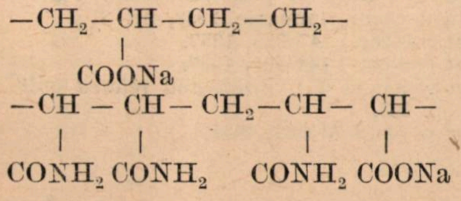
Operaţia s-a realizat practic, prin încălzirea la 80—90°C, sub agitare, a unui amestec format din cinci părţi poliacrilonitril, patru părţi hidroxid de sodiu şi 65 părţi apă, pînă ce întreaga masă de reacţie s-a transformat într-o soluţie vîscoasă, incoloră şi transparentă. Timpul de reacţie s-a stabilit la trei ore, dacă poliacrilonitrilul este în prealabil fin pulverizat, altfel hidroliza durează cel puţin dublu.

Produsul finit este o soluţie ce conţine 12% poliacrilat de sodiu foarte uşor solubilă în apă.

Floculantul încercat pe tulbureli de Săşar a mărit viteza de depunere a acestora de 4—5 ori. De asemenea a mai fost încercat în laborator şi pe barbotine caolinoase de Aghireş fără să dea rezultate deosebite, stabilindu-se tot odată că acţiunea de floculare nu este influenţată de greutatea moleculară a polimerului. De altfel literatura de specialitate menţionează că poliacrilatul de sodiu nu este eficace la flocularea caolinului, deoarece fiind un polimer bogat în grupe carboxilice, acestea împiedică adsorbţia floculantului pe particulele solide, prin tendinţa lor de a se asocia între ele, diminuînd mult posibilitatea formării de legături de hidrogen între floculant şi particulele de caolin. (2) (4) (5) (6).

Poliacrilamida hidrolizată, floculant recent sintetizat şi care, după indicaţiile din literatură, este mai eficace decît poliacrilamida ca atare şi poliacrilatul de sodiu, în special la flocularea barbotinelor caolinoase.

Hidroliza parţială a poliacrilamidei constă în transformarea unei părţi din grupările amido- în grupări carboxilice, iar formula produsului este de forma :



$$-\mathrm{CH_2}-\underset{\mathrm{COONa}}{\underset{|}{\mathrm{CH}}}-\mathrm{CH_2}-\mathrm{CH_2}-$$

$$-\underset{\mathrm{CONH_2}}{\underset{|}{\mathrm{CH}}}-\underset{\mathrm{CONH_2}}{\underset{|}{\mathrm{CH}}}-\mathrm{CH_2}-\underset{\mathrm{CONH_2}}{\underset{|}{\mathrm{CH}}}-\underset{\mathrm{COONa}}{\underset{|}{\mathrm{CH}}}-$$

Intercalarea grupelor carboxil printre grupele amido- face ca fenomenul de asociaţie intermoleculară caolin-polimer prin legături de hidrogen să fie accentuat, ceea ce duce la o eficacitate mai bună de floculare. Acest lucru se explică prin faptul că datorită puternicei electronegativităţi a atomului de oxigen din grupa carboxil, aceasta este capabilă să formeze legături de hidrogen mai active decît grupa amido-. Atomul de azot din grupa amido- fiind mai puţin electronegativ şi legătura de hidrogen respectivă este mai slabă.

Faptul că grupările carboxil în poliacrilamida hidrolizată parţial nu sînt una lîngă alta, ca în cazul poliacrilatului de sodiu, tendinţa de asociaţie intramoleculară a acesteia este mult diminuată, în schimb se accentuează adsorbţia pe caolin.

După date din literatură rezultatele cele mai bune se obţin atunci cînd hidroliza este de 20—40%.

Obţinerea poliacrilamidei hidrolizate parţial necesită două faze :

— polimerizarea acrilamidei ;
— hidroliza parţială a poliacrilamidei.

Polimerizarea acrilamidei s-a făcut în prezenţă de persulfat de potasiu şi tiosulfat de sodiu. La 100 g soluţie apoasă de 10% acrilamidă purificată s-a adăugat 0,703 moli persulfat de potasiu şi 0,703 moli de tiosulfat de sodiu. Amestecul s-a lăsat să stea la temperatura camerei (25°) pînă a doua zi (24 ore). Se obţine o masă vîscoasă, incoloră, perfect limpede. Greutatea moleculară a polimerului a fost de circa 70 000.

Operaţia de hidroliză constă în tratarea cu hidroxid de sodiu a polimerului. Aceasta s-a realizat în două variante şi anume una la temperatura camerei timp de 24 ore şi alta la fierbere timp de cinci ore.

Prima variantă necesită un exces mare de hidroxid de sodiu. Astfel, pentru a obţine un grad de hidroliză de circa 20% este necesară o cantitate de hidroxid de sodiu ca pentru o hidroliză totală.

Prin varianta a doua gradul de hidroliză dorit se poate obţine cu un mic exces de hidroxid de sodiu de ordinul a cîtorva procente.

Dacă prima variantă necesită condiţii de lucru mai avantajoase, cea de a doua prezintă un consum mai mic de reactiv.

Prin hidroliză aspectul polimerului nu se modifică rămînînd tot ca o masă vîscoasă, incoloră, perfect limpede.

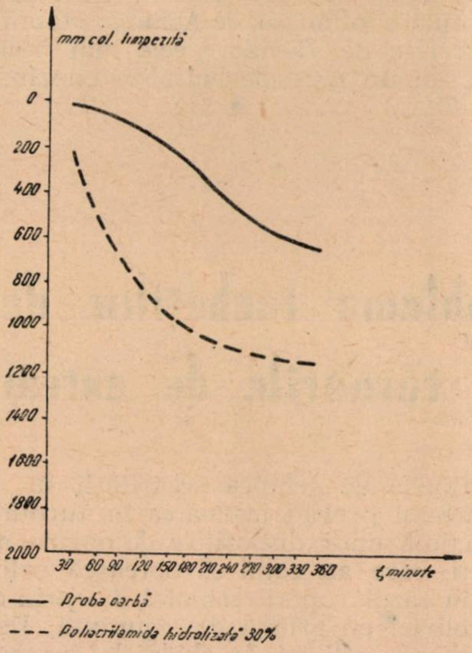


Fig. 2.

Gradul de hidroliză s-a determinat cu formula:

$$\text{procente hidroliză} = \frac{\text{m. eq. Na OH} - \text{m. eq. H Cl}}{\text{m. eq. amidă iniţială}} \cdot 100$$

Pentru a se studia felul cum variază acţiunea de floculare cu gradul de hidroliză s-au preparat poliacrilamide hidrolizate între 20 şi 70%.

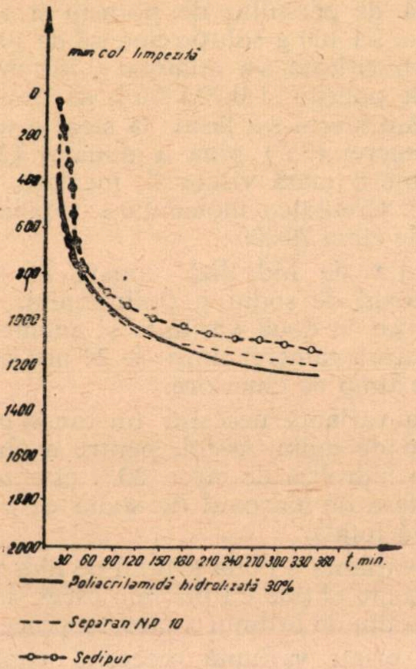


Fig. 3.

Acestea au fost încercare în laborator pe o barbotină caolinoasă de Aghireş, stabilindu-se că efectele de floculare cele mai bune sînt legate de un grad de hidroliză cuprins între 20 şi 40%.

Încercări de floculare cu poliacrilamidă hidrolizată 30% comparativ cu Separanul şi Sedipurul s-au efectuat şi la I. M. Aghireş.

Rezultatele obţinute sînt trecute în diagramele din figurile 2 şi 3. Diagrama din figura 2 reprezintă efectul floculantului faţă de o probă oarbă, iar diagrama din figura 3 arată că poliacrilamida hidrolizată 30% are o acţiune de floculare similară cu a Separanului NP-10 şi ceva mai bună decît a Sedipurului.

Poliacrilamida hidrolizată a fost încercată şi pe un steril obţinut la flotarea minereului pirito-aurifer de la Săsar, dînd rezultate ceva mai slabe decît Separanul [1], [2].

Concluzii

Floculanţii indicaţi mai sus, care au format obiectul unor studii realizate la scară laborator de către ICEMIN, prin transpunerea lor în industrial vor aduce un aport apreciabil la rezolvarea sarcinilor de preparare care stau în faţa industriei miniere.

Ţinînd seamă că pentru majoritatea floculanţilor studiaţi, sursa de materii prime este indigenă şi că eficacităţile de floculare obţinute sînt similare cu cele date de floculanţii recunoscuţi la scară mondială, considerăm că este economic, avînd în vedere că în prezent la noi nu se fabrică nici un produs de acest gen, să se treacă la producţia lor curentă.

BIBLIOGRAFIE

[1] Fomenko, T. G.: ş.a. *Flokuliaţia şlamov.* Gosgortehizdat, Moskva, 1962.
[2] Michaels, A. S. şi Morelos, O.: *Adsorbţia polielectroliţilor de către caolin.* Industrial and engineering chemistry, vol. 47, nr. 9, p. 1801.
[3] * * * *Patent american* 2 731 490, 1956.
[4] Wimer, C. D.: *Dozarea potenţiometrică a amidei.* Analytical chem., ianuarie 1958, nr. 77.
[5] * * * *Patent francez* 1 147 225, 1957.
[6] * * * *Patent francez* 1 148 102, 1957.
[7] Schildknecht, H. C.: *Vinyl and related polimers.* 1952, p. 265.
[8] * * * *Patent german* 78 066, 1955.

Problema tacheţilor de siguranţă din turnurile de extracţie (I)

Prof. ing. GH. SECARĂ,
prof. ing. E. PAUL,
ing. V. ZAMFIR
şi ing. A. FLOREA

Normele de tehnica securităţii în minele de cărbuni prevăd instalarea în turnurile de extracţie a unor dispozitive de oprire, numite tacheţi, care au rolul să oprească colivia în turn în cazul ruperii cablului, fie prin ciocnirea coliviei cu grinda de siguranţă, fie prin înţepenirea coliviei în ghidajele îngroşate.

Tacheţii intervin în cazul supraridicării coliviilor şi au menirea să împiedice căderea coliviei în puţ.

Dispoziţii similare cuprind şi regulamentele sau normele din industria minieră franceză, din R. D. Germană, din R. F. Germană, din R. P. Polonă, din R. S. Cehoslovacă şi alte ţări.

---

* Se supune discuţiei.

Ele sînt obligatorii pentru puţurile care servesc la transport de personal şi recomandate pentru cele care transportă numai materiale.

Ruperea cablului prin lovirea coliviei de obstacole poate interveni în cazul supraridicării coliviei ; literatura de specialitate indică multe cazuri de supraridicare şi arată că la instalaţiile de extracţie trebuie admisă ipoteza unor supraridicări şi trebuie luate măsuri pentru evitarea consecinţelor lor.

Cauzele care pot determina supraridicarea coliviilor pot fi : defectele de funcţionare la maşina de extracţie, manevre greşite făcute de mecanic sau alunecarea cablului.

Potrivit prevederilor din normele de tehnica securităţii, în ultimii 20 de ani s-au introdus în Valea Jiului tacheţi de siguranţă la mai multe turnuri de extracţie, de construcţie metalică, avînd principiul de construcţie şi funcţionare în toate cazurile cel arătat în figura 1.

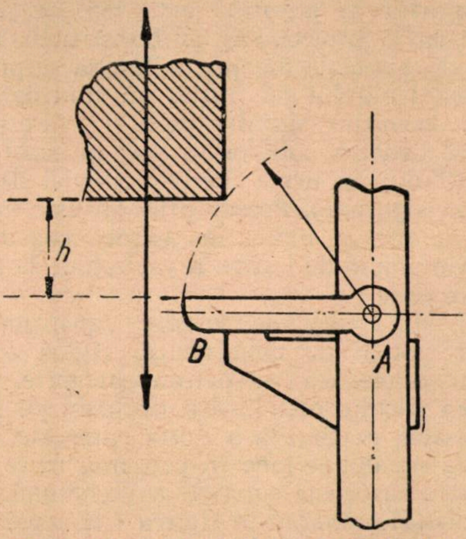


Fig. 1. Principiul de lucru al tacheţilor.

Astfel, tachetul propriu-zis este o bară scurtă cu o axă fixă, adică o articulaţie în *A* şi un reazem simplu în *B*, confecţionată din oţel laminat sau forjat.

Consola reazimului *B*, inclusiv axa *A*, sînt îmbinate rigid pe grinzi transversale, care transmit sarcinile direct montanţilor turnului.

Tachetul astfel conceput permite trecerea coliviei în sus iar apoi, revenind imediat în poziţia lui iniţială, opreşte colivia care a depăşit tachetul, împiedicînd căderea ei în puţ.

Obişnuit la acelaşi nivel se aplică patru asemenea dispozitive pentru o colivie ; două de-o parte şi două de altă parte, dispuse simetric. În cazuri speciale, poate fi justificată aplicarea a două sau mai multe rînduri de tacheţi la diferite nivele.

Plasarea tacheţilor se face aşa fel ca ei să acţioneze asupra cadrului de bază al coliviei, întrucît acesta este construit mai robust ; la coliviile cu mai multe etaje, dacă nu este posibilă realizarea condiţiei de mai sus, tacheţii pot acţiona asupra cadrelor intermediare.

Aceste dispoziţii prezintă avantajul unei rezerve de acţionare asupra unui cadru intermediar sau a ramei superioare în cazul cînd tachetul n-ar reveni destul de repede în poziţia sa de lucru ; din acelaşi motiv nu se recomandă plasarea tacheţilor aşa ca să acţioneze asupra ramei superioare a coliviei.

Este evident că la aşezarea coliviei pe tacheţi oricît de mică ar fi înălţimea de cădere, caracterul încărcărilor aferente este dinamic.

Experienţa în timp a scos însă în evidenţă inconveniente foarte mari ale acestor dispozitive, datorită cărora în mai multe rînduri s-a intervenit pentru eliminarea lor.

Cu toate acestea, normele de securitate continuă să prescrie aceste dispozitive pentru toate instalaţiile de transport vertical cu tobe şi fir singular, fapt care demonstrează că ele sînt necesare şi că autorii diferitelor prescripţii prevăd posibilitatea soluţionării în timp a problemei.

În ce priveşte turnurile construite înainte de anul 1959, ele prezintă dificultăţi în aplicarea tacheţilor, deoarece toate acele turnuri sînt calculate potrivit prescripţiilor de pe atunci în vigoare şi anume la sarcina de rupere a cablului, aplicată static, iar figura de bază a turnului este în aşa fel conformată încît încărcările aferente revin aproape în întregime contrafortului, iar asupra schelei de ghidaj sau turnului propriu-zis, în majoritatea cazurilor, încărcările sînt aproape neglijabile.

Astfel, calculele efectuate asupra diferitelor turnuri metalice de construcţie veche, existente în Valea Jiului, au arătat că turnurile pot suporta o încărcare statică de maximum trei sau patru ori greutatea coliviei în funcţiune ; ori la această valoare a coeficientului de impact ar rezulta o înălţime de cădere de numai cîţiva centimetri, valoare practic insuficientă şi inutilizabilă.

Într-adevăr, utilizarea tacheţilor este justificată dacă ei permit o cădere de cel puţin 20—50 cm, aceasta depinzînd, pe de o parte de posibilităţile de amplasare potrivită a grinzilor de siguranţă şi pe de altă parte de forma, construcţia şi condiţiile de funcţionare a tachetului însuşi.

Ori, această înălţime de cădere impune de fapt un coeficient de impact de ordinul de mărime 10—16 şi chiar mai mult, în funcţie de greutatea totală a coliviei.

Constatîndu-se că întărirea turnurilor vechi ca să corespundă condiţiilor de mai sus nu este economic posibilă, în principiu s-a renunţat la aplicarea tacheţilor la toate turnurile construite înainte de anul 1959.

A rămas valabilă prescripţia numai pentru turnurile noi, respectiv cele construite începînd cu anul 1959.

Dar şi la construcţiile noi apar dificultăţi deoarece respectarea coeficientului de impact, impus de o înălţime de cădere practic acceptabilă, impune o revizuire a condiţiilor de dimensionare a turnurilor.

În cele ce urmează sînt redate unele informaţii cu privire la problema tacheţilor, la minele din străinătate.

Franţa. Regulamentul general de exploatare a minelor de cărbuni, art. 63, alin. 1 şi 2, prevede obligaţia de a se monta tacheţi de siguranţă peste tot unde este vorba de transport de persoane.

În continuare se arată că este în interesul exploatărilor să prevadă toate turnurile de extracţie cu astfel de dispozitive, deci chiar şi turnurile care vor servi numai pentru transportul materialelor.

Constructiv se precizează că tacheţii de siguranţă sînt concepuţi ca bare de oţel forjat, care oscilează în jurul axei şi în lungime depăşesc traiectoria coliviei sau a schipului.

Ca formă constructivă, se recomandă cît mai mare elasticitate în plan vertical.

Acest regulament prevede înălţimea maximă de cădere de 50 cm, pentru colivie şi coeficientul de impact 5 pentru calculul elementelor de rezistenţă.

R.D.G. şi *R.F.G.* Normele inspectoratului minier din Dortmund — din anul 1958 — care se aplică în ambele state, la cap. II paragraful 11 dispun: aplicarea grinzilor de siguranţă şi a tacheţilor este obligatorie, iar tacheţii trebuie astfel plasaţi încît înălţimea de cădere a coliviei să fie maximum de 50 cm.

Se atrage apoi atenţia asupra importanţei pe care o prezintă înălţimea minimă sub care tacheţii nu mai pot acţiona.

Suporţii tacheţilor se vor face dubli pentru a asigura o preluare a forţelor.

Construcţia tacheţilor trebuie să împiedice o lunecare a coliviei, adică ei trebuie să fie rigizi în sens orizontal, pe cînd în sens vertical să aibă un efect elastic pentru a se micşora solicitarea turnului şi a suporţilor de tacheţi.

Este indicat să se prevadă mai multe perechi de tacheţi, unele sub altele, aşa că atunci cînd n-ar acţiona o pereche de tacheţi, să poată interveni cu succes altă pereche.

R. S. Cehoslovacă. Turnurile de extracţie sînt prevăzute cu tacheţi de siguranţă; unele calcule făcute de o firmă constructoare de turnuri de extracţie considerînd un coeficient de impact egal cu 5, arată că se poate asigura o înălţime de cădere a coliviei de 2,5 cm — valoare însă cu totul iluzorie şi fără efect practic.

R. P. Polonă. Normele pentru exploatarea tehnică a minelor de cărbuni, elaborate de Ministerul Minelor de Cărbuni în 1956 (Katowice) la partea a V-a cap. 19, paragraful 657, prevăd:

Pe înălţime liberă barele de ghidaj trebuie îngroşate, iar dedesubtul moletei inferioare se vor monta grinzi de siguranţă.

Pentru prinderea coliviei în cazul căderii, trebuie prevăzuţi tacheţi cu acţiune automată.

Poziţia de plasare a tacheţilor trebuie aleasă aşa fel ca înălţimea de cădere pe tacheţi să nu depăşească 500 mm.

La această înălţime de cădere tacheţii se calculează la o sarcină egală cu de 5 ori greutatea coliviei cu încărcătură, plus greutatea cablului de echilibrare.

Se prevede, de asemenea, obligaţia de a se verifica turnul la efectul căderii.

La noi în ţară, normele pentru tehnica securităţii muncii în minele de cărbuni, ediţia din anul 1962, la cap. VII C (care tratează transportul pe puţuri), art. 435, al. 6, prescriu ca la proiectarea şi construcţia turnurilor de extracţie ale puţurilor să se prevadă în turnul puţului cel puţin un rînd de dispozitive de oprire (numite tacheţi), care să împiedice căderea coliviei în puţ în cazul ruperii cablului, în urma lovirii coliviei de grinzile de siguranţă. Prescripţia nu este însoţită însă de nici o indicaţie asupra construcţiei sau a modului de legare a tacheţilor la turnul de extracţie.

Ori, din punct de vedere constructiv tacheţii pot fi de construcţie rigidă sau cu suspensie elastică; la prima categorie, amortizarea şocului este lăsată exclusiv pe seama instalaţiei, pe cînd la a doua categorie, amortizarea şocului se face în cea mai mare parte de către suspensia elastică a tachetului.

Tachetul prezentat în figura 1 face parte din prima categorie şi se caracterizează prin îmbinare rigidă cu elementele de rezistenţă ale turnului şi axă de rotaţie A orizontală, aşezată aproximativ la acelaşi nivel cu reazemul B.

După cum se poate constata din figură, aşezarea coliviei pe tacheţi este posibilă numai în cazul cînd colivia s-a ridicat deasupra suprafeţei de prindere a tachetului cel puţin cu o anumită înălţime h care este în funcţie de configuraţia tachetului.

La ridicarea mai mică, colivia în cădere nu mai poate fi oprită de tacheţi, iar împănarea care se produce solicită construcţia turnului prin împingere orizontală din B spre A, adică spre exterior.

Pe de altă parte, la acest fel de îmbinare rigidă, tachetul şi toate elementele de rezistenţă ale turnului au o capacitate de înmagazinare de energie cinetică sub formă de lucru mecanic elastic de deformaţie, mult prea mică pentru a duce la un coeficient de impact

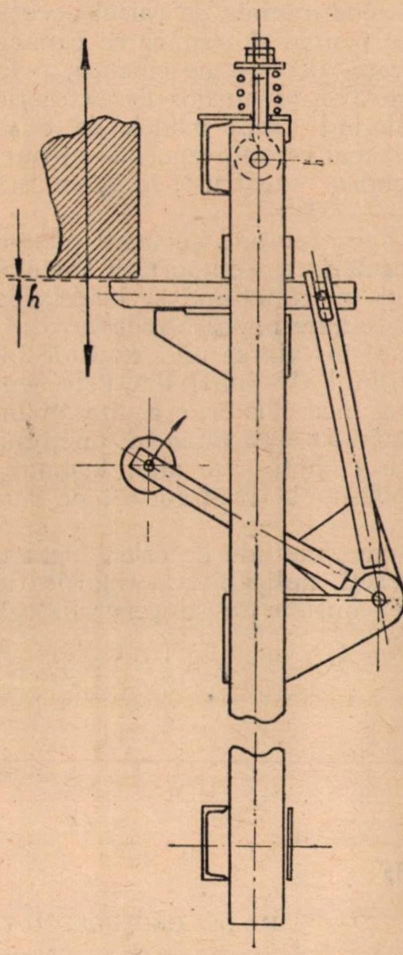


Fig. 2. Tachet cu retragere orizontală și amortizare parțială.

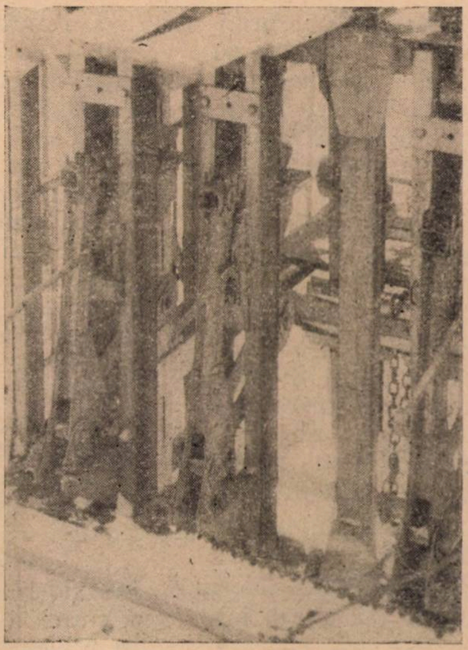


Fig. 3. Tacheți de tipul celui din fig. 2 montați la un turn.

acceptabil din punct de vedere economic pentru construcția turnului.

Toate aceste lucruri fac ca înălțimea *h* realizabilă să nu poată fi suficient de mare, potrivit cerințelor de ordin practic.

În cursul anilor 1959—1962 în cadrul unității de proiecte și devize din C.C.V.J. s-au depus mari eforturi pentru utilizarea tacheților la toate construcțiile noi de turnuri.

S-a ajuns însă la concluzia că problema nu poate fi soluționată cu tachetul de construcție rigidă prezentat în figura 1 și în consecință s-au propus diferite construcții noi de tacheți cu amortizare parțială, a căror caracteristică esențială este suspensia elastică.

Astfel este tachetul cu retragere orizontală din figurile 2 și 3 și tacheții cu retragere laterală din figurile 4 și 5.

Tipuri noi de tacheți au apărut între timp și în industria minieră din străinătate.

În general însă prescripțiile și regulamentele de la noi și din străinătate cu privire la acest fel de dispozitive, precum și literatura de specialitate existentă, nu dau nici un fel de indicație bine precizată asupra condițiilor de funcționare și a formelor constructive optime, asupra dimensionării și a influenței pe care o are funcționarea tacheților asupra construcției turnului.

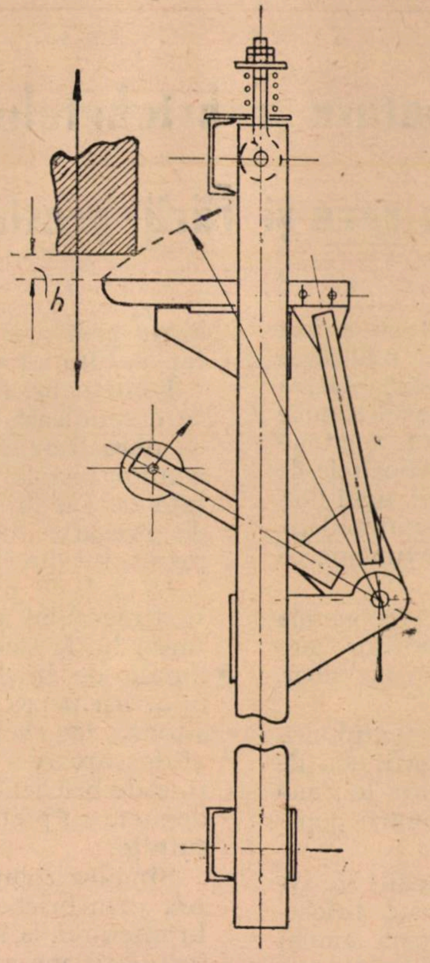


Fig. 4. Tip de tachet cu retragere laterală și amortizare parțială.

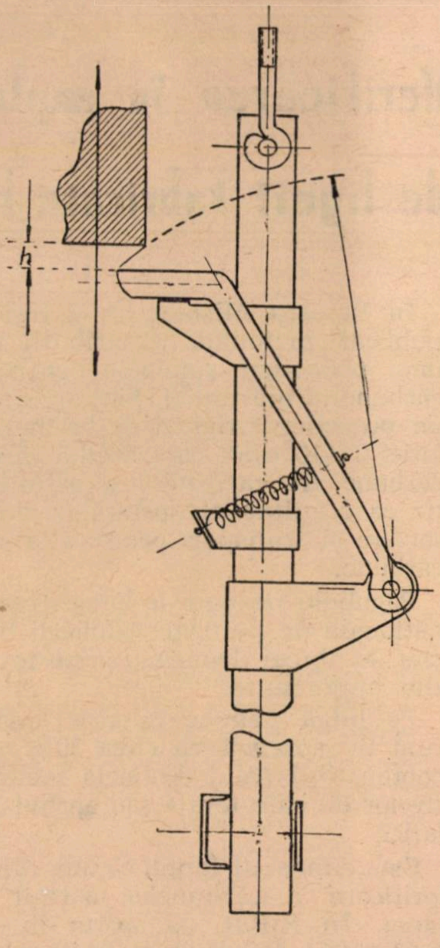


Fig. 5. Alt tip de tachet cu retragere laterală și amortizare parțială.

Ca urmare, colectivul nostru, în conformitate cu contractul încheiat între Insitutul de mine Petroșeni și C.C.V.J. și-a asumat sarcina de a urmări prin calcule și experiențe efectuate pe modele executate la scară redusă, precum și la mărime naturală, următoarele obiective :

1. Scoaterea în evidență și precizarea tuturor consecințelor care ar putea constitui probleme legate de aplicarea tacheților la turnurile de extracție.

2. Precizarea celor mai adecvate tipuri de tacheți ca principiu de construcție și funcționare, avînd în vedere solicitările provocate în diferitele elemente componente ale construcției turnului la așezarea coliviei pe tacheți, respectiv determinarea dependenței dintre coeficientul de impact, care se impune la calculul turnului și înălțimea de cădere a coliviei. Aceasta atît în ipoteza unei căderi libere, cît și în ipoteza căderii cu viteză inițială.

3. Precizarea unor metode de calcul accesibile și conforme pentru determinarea capacității de amortizare, de energie cinetică, prin deformație elastică a turnurilor de extracție metalice, considerînd drept modele de bază cîteva dintre cele mai recente tipuri de turnuri de extracție metalice construite în Valea Jiului în anii 1960—1963.

4. Stabilirea unor metode de lucru pentru verificarea și urmărirea comportării instalațiilor de tacheți în funcțiune și încercarea lor pe modele executate la scară redusă.

5. Proiectarea și instalarea unei stații de încercare la Institutul de mine din Petroșeni pentru executarea încercărilor, organizată pentru a putea urmări comportarea în funcțiune a instalațiilor de tacheți și a altor instalații de siguranță, utilizate la transporturi pe verticală.

6. Stabilirea unor metode de calcul pentru instalații de tacheți, aplicabile la tipurile de turnuri a căror construcție se generalizează în Valea Jiului.

Verificarea în exploatare a brichetelor de lignit fabricate la rece și fără presiune*

Dr. *ing.* CREȚULESCU C.

În Revista Minelor nr. 2 din 1956 a fost publicat articolul „Contribuții la realizarea unui procedeu romînesc pentru brichetarea cărbunelui mărunt“ [1] în care autorul expune un procedeu original de brichetare a granulației 0—10 mm, care rezultă în depozitele de cărbune, fie ca rezultat al exfolierii ligniților, fie ca rezultat al operațiilor de manipulare, sortare și transport pentru alte sortimente de cărbune.

Pagubele pe care le înregistrează economia națională de pe urma exfolierii ligniților, care sînt de obicei depozitați peste tot în aer liber, sînt importante.

Pe lîngă pagube valorice, sortimentul mărunt micșorează cu circa 30% cantitatea de combustibil solid destinată focarelor locomotivelor de cale ferată sau aprovizionării populației.

Este cunoscut faptul că una din căile de valorificare a cărbunelui mărunt este brichetarea. În R.P.R. au apărut în iarna anului 1962—1963, brichete de lignit de Căpeni, realizate prin presarea prafului de lignit aglomerat cu bitum topit.

Pentru brichetarea lignitului mărunt care se acumulează la depozitele de cărbuni, apare ca nerealizabilă amenajarea la aceste depozite a unor instalații de brichetare, dotate cu utilaje de fluidificare a liantului și cu instalații de presare, ultimele în majoritatea cazurilor provenite din import.

La fel de nerentabilă apare și colectarea sortimentului mărunt de cărbuni și transportarea lui la stații centrale — regionale sau raionale de brichetare, pentru că majoritatea unor asemenea stații de brichetare ar fi costisitoare, iar cheltuielile de încărcare, transport și descărcare a cărbunelui mărunt, plus operațiile de brichetare, nu ar putea concura nici de departe cu prețul de vînzare al brichetelor rezultate.

Singura soluție rentabilă pentru valorificarea prin brichetare a cărbunelui mărunt este brichetarea la locul de exfoliere [2] însă nu cu instalații mecanice de brichetare, care necesită cheltuieli importante de investiții și utilități (apă, abur, energie electrică etc.), ci prin-

---

* Se supune discuției.

-tr-un procedeu de brichetare la rece şi fără presiune, care să realizeze brichete utilizabile fără instalaţii mecanice. Reamintim că acest procedeu original de brichetare, care realizează brichete utilizabile în practică, se sprijină pe proprietatea emulsiilor şi a suspensiilor de bitum de a se separa de apă eliberînd bitum, atunci cînd sînt amestecate cu praf de cărbune.

Acceptat pentru aplicare în anul 1956, de fosta Direcţie generală de aprovizionare a populaţiei cu combustibil, acest procedeu a fost folosit pe o scară redusă în depozitele de combustibil, întrucît utilizarea cărbunilor drept combustibil casnic nu era atît de extinsă cum este astăzi.

În anul 1962 procedeul brichetării la rece şi fără presiune a fost experimentat şi verificat de Institutul de cercetări transporturi şi telecomunicaţii, aparţinînd Ministerului Transportului şi Telecomunicaţiilor, care este cel mai mare consumator de cărbuni din R.P.R. Institutul de Cercetări al M.T.Tc. a fabricat în anul 1962, fără instalaţii mecanice, o cantitate de 32 tone brichete şi le-a încercat la ardere în focarele unor locomotive care remorcau 11 vagoane de pasageri.

Aceste trenuri de persoane au parcurs de cinci ori ruta Bucureşti—Olteniţa şi retur, fiind alimentate tot timpul cu păcură şi cu brichete realizate la rece şi fără presiune, aşa cum se procedează şi cu celelalte tipuri de brichete sau cărbuni, care se ard asociaţi cu păcură.

Atît la staţia de încercări termice C.F.R., cît şi pe parcurs s-au făcut calcule şi determinări termotehnice.

Spaţiul restrîns nu ne permite să redăm în detaliu tabelele şi calculele analitice şi termotehnice, de aceea recomandăm celor interesaţi consultarea studiului întreprins în acest scop în cursul anilor 1961 şi 1962.

Găsim însă util pentru cititorii revistei să redăm concluziile acestui studiu, care au fost prezentate la sesiunea de comunicări a acestui institut în luna martie 1963.

Concluziile Institutului de cercetări a M.T.Tc. asupra comportării în exploatare a brichetelor de lignit fabricate la rece şi fără presiune

1. La lignitul brut, depozitat în aer liber timp de 15 zile, proporţia sortului 0—10 mm este în medie de 30%.

2. Din lignitul brut sort 0—10 mm, care ca atare nu ar putea arde în mod economic căci s-ar pierde în cea mai mare parte, se ajunge, prin brichetarea lui în depou la rece şi fără instalaţii speciale pentru fluidificarea liantului şi pentru presarea brichetelor cu suspensie de bitum, să se obţină brichete care pot fi folosite la ardere în focarul locomotivei în mod mai eficient.

Lignitul brut sort 10—350 mm rămas, neavînd mărunt (sort 0—10 mm), arde în condiţii mai bune decît lignitul brut sort C.F.R., din care a provenit.

3. Rezultatele obţinute în experimentările efectuate în locomotiva staţiei de încercări termice a Institutului de cercetări transporturi şi telecomunicaţii, de ardere mixtă a brichetelor preparate din lignit mărunt cu suspensie de bitum, au fost următoarele:

a) menţin presiunea tot timpul experienţei avînd randamentul căldării 0,69—0,72;

b) în ardere formează un strat uniform; în timpul arderii se comportă în totul asemănător cu cărbunii granulaţi utilizaţi curent în exploatarea locomotivelor;

c) în timpul arderii îşi menţin forma, nu se fărîmiţează şi nu se lipesc între ei, lăsînd un pat de zgură poroasă care permite trecerea aerului comburant;

d) ard cu flacără luminoasă;

e) la solicitări mai mari ard mai activ;

f) fumul produs în ardere este alb şi nu este în cantitate mare.

Rezultatele obţinute în experimentările de ardere efectuate pe parcurs cu brichete preparate din lignit mărunt au fost următoarele:

- presiunea de regim a fost menţinută;
- timpul de mers a fost respectat;
- stratul de foc a fost uniform, poros şi nu a prezentat goluri;
- brichetele şi-au menţinut forma în timpul arderii;
- păcura folosită a fost în proporţie mai mică decît cea uzuală în exploatare, ceea ce duce la realizarea unei economii însemnate de combustibil;
- brichetele de lignit intercalate între brichetele de Petroşeni, în proporţie de 1/3, nu mai prezentau inconvenientul de zidire în tender.

4. În comparaţie cu lignitul brut sort C.F.R. din care provin, brichetele preparate din lignit mărunt au o creştere a randamentului de ardere de 11—14%, iar lignitul sort îmbunătăţit are o creştere a randamentului de ardere de 3,17%.

5. S-au stabilit forma şi dimensiunile cele mai indicate ale brichetelor (cuburi sau bucăţi prismatice, cu latura pătratului de 5 cm şi lungimea de 5—9 cm, greutatea unei brichete fiind de 200—300 g).

6. S-a redus timpul de uscare la 1—2 zile, ceea ce face posibilă aplicarea în exploatare a acestui procedeu de brichetare.

7. S-a îmbunătăţit coeziunea brichetelor prin fasonarea lor, folosind un malaxor simplu modificat.

Avînd în vedere că în prezent, cînd lemnul de foc este dirijat către alte sectoare ale economiei naționale (mobilă, construcții și industria chimică) și cînd populația consumă din ce în ce mai mulți cărbuni pentru încălzitul locuințelor, supunem atenției celor în drept acest procedeu simplu și eficient pentru a fi transpus pe scară industrială.

În cele de mai jos redăm un calcul estimativ al costului unei tone de brichete realizate la rece și fără presiune.

Emulsia de bitum cu un conținut de 50% bitum și 50% apă are un preț de vînzare de 420 lei/tonă, preț care nu este curent deoarece s-a fabricat și livrat de o rafinărie de petrol în cantitate redusă și la comandă specială. Se înțelege că în cazul unei fabricații curente va avea un preț mult mai redus.

Cărbunele mărunt 0—10 mm, rezultat din depozitele de combustibil, se vinde la termocentrale cu prețul de 128 lei/tonă. Apreciem că acest preț va fi mai scăzut, în cazul cînd cărbunele mărunt va fi livrat direct de producător.

Pentru obținerea unei tone de brichete după acest procedeu se folosesc 900 kg cărbune mărunt evaluat la 116 lei și 200 kg emulsie cu un conținut de 50% bitum, ceea ce revine la un conținut de circa 11% bitum solid la bricheta realizată. Costul celor 200 kg emulsie este de 84 lei.

Amestecarea măruntului de cărbune cu emulsie de bitum și tăierea aglomeratului în brichete prismatice după uscare la aer făcîndu-se manual, necesită o manoperă de muncitor necalificat, care retribuită pentru 10 ore cît durează operațiile de mai sus cu 40 lei, rezultă un preț de revenire de 240 lei/tona brichete.

Se înțelege că în cazul cînd s-ar reflecta să se treacă la transpunerea acestui procedeu la scară industrială, se vor putea aduce procedeului îmbunătățiri care să-i asigure o tehnologie perfecționată, ca de exemplu folosirea unor emulsii fabricate din bitumuri cu puncte ridicate de topire, precum și perfecționarea uscării brichetelor care să se facă nu prin simplă expunere la aer, ci cu mijloace tehnice adecvate, de exemplu cu radianți cu gaze combustibile care produc raze infraroșii la un preț foarte scăzut și care sînt utilizate în mod curent la uscarea planșeelor de beton, la uscarea lemnului pentru mobilă, sau la uscarea rapidă a suprafețelor vopsite sau lăcuite a diverselor obiecte sau utilaje (dulapuri metalice, caroserii de automobile, de vagoane etc.).

Mai menționăm că tot în sprijinul reducerii prețului de cost s-ar putea pune și problema fabricării de emulsie de bitum chiar la locul de brichetare, spre a nu se transporta în butoaie de la rafinărie la locul de brichetare emulsia rece de bitum care conține 50% apă.

Apreciem că prin perfecționările tehnice propuse mai sus, calitatea brichetelor se va ameliora sensibil, iar prin accelerarea procesului de uscare, va crește mult randamentul de fabricație.

BIBLIOGRAFIE

[1] Crețulescu, C.: *Contribuții la realizarea unui procedeu romînesc pentru brichetarea cărbunelui mărunt.* Revista Minelor, nr. 2, 1956, p. 77—78.

[2] Crețulescu, C.: *Propunere de inovație înregistrată sub nr. 678 din 21.I.1955, la Direcția generală de aprovizionare a populației cu combustibil de pe lîngă Consiliul de Miniștri.*

[3] Vasilescu Elena, Vasiliu, C., Fundi, Gh. ș.a.: *Valorificarea cărbunelui mărunt din depourile de locomotive C.F.R., prin brichetarea la rece și fără presiune.* Referat de încheiere a lucrării C.1.5.2 din planul de cercetări pe anul 1962, al Institutului de cercetări transporturi și telecomunicații.

NOTE

Aspecte privind amorsarea sondelor de exploatare a sării şi rezultatele experienţelor executate pe sonde model

Ing. M. DOGARU

Exploatarea sării prin sonde este o ramură nouă a tehnicii miniere.

În ţara noastră, primele sonde industriale au intrat în amorsare în anul 1951 la Salina Ocna Mureş după o perioadă de pregătire de circa doi ani.

Pe plan mondial exploatarea sării prin sonde a luat o mare dezvoltare începînd din perioada celui de-al doilea război mondial în S.U.A. şi mai tîrziu în ţările de democraţie populară.

Metodele moderne care s-au extins au fost cu dizolvare dirijată folosind ca element de dirijare aerul comprimat (S.U.A.) şi produsele petroliere (R.P.R., U.R.S.S. şi R.P.B.).

Din punct de vedere tehnologic s-au generalizat metodele cu ridicarea continuă a coloanei de introducere a apei (R.P.R.) şi cu ridicare în trepte mici de 2 m în S.U.A. şi mari, 7—15 m., în U.R.S.S. şi R.P.B.

Din experienţa de pînă acum se constată că pentru exploatarea unui zăcămînt de sare prin sonde este necesar să se cerceteze următoarele aspecte fundamentale:

a) geologia şi hidrogeologia zăcămîntului (geneză, formă, rezerve, conţinut de NaCl, intercalaţii sterile, ape subterane, strate acoperitoare etc.);
b) caracteristici fizico-mecanice ale sării: greutatea specifică, rezistenţe mecanice, proprietăţi elastoplastice, energia reţelei cristaline etc.);
c) viteze de dizolvare şi constanta de dizolvare a sării din zăcămîntul respectiv;
d) soluţii de NaCl şi alte săruri componente şi viteza de saturare a solventului.

În cazul în care zăcămîntul nu este deschis, prin lucrări miniere mai vechi se pot obţine probe pentru executarea cercetărilor necesare din carotele extrase cu ocazia lucrărilor de explorare prin foraj cu sondeze şi sonde sau din lucrări de carotaj executate la săparea sondelor propriu-zise.

Elementul esenţial care se urmăreşte astăzi pe plan mondial în funcţie de caracteristicile zăcămîntului de sare este timpul de exploatare a unei sonde.

Perioada care se caută a fi scurtată este aceea de amorsare a sondei, în care aceasta nu are capacitatea de a debita saramură concentrată. Pentru o sondă industrială această perioadă durează între 9 şi 10 luni, în condiţiile zăcămintelor noastre.

Pornind de la aceste considerente specialiştii şi-au pus problema de a crea în timp scurt un gol cu diametrul maxim.

Aceasta se poate obţine pe două căi: prin dizolvare, sau prin învingerea cu ajutorul presiunii apei a rezistenţei de aderenţă dintre stratul de sare şi cel de steril care constituie patul zăcămîntului de sare, metodă aplicată în S.U.A. şi denumită *fracturare hidraulică*.

În cazul zăcămintelor de sare sub formă de dom (masiv) cu adîncimi de peste 1 000 m, fracturarea hidraulică este foarte greu de realizat deoarece ar necesita învingerea rezistenţei la compresiune a sării geme şi se cunoaşte că, de obicei, patul zăcămîntului depăşeşte limita de adîncime la care s-a ajuns pînă în prezent prin foraj în zăcămintele de sare.

De aceea, la aceste zăcăminte, metodele actuale de amorsare a sondelor sînt bazate numai pe dizolvare.

La majoritatea sondelor construite în ţara noastră amorsarea s-a făcut pe înălţime mare, de 15—20 m; perioada de amorsare este considerată pînă la obţinerea concentraţiei saramurii de 310—316 grame la litru cu o durată de circa 9 luni, în cazul obţinerii unui diametru de amorsare de 50 m.

Realizarea practică se face prin menţinerea fixă a coloanelor o perioadă scurtă (preamorsarea) şi prin ridicarea continuă a coloanei prin care se introduce apa (amorsarea propriu-zisă).

Altă metodă este amorsarea pe înălţime mică de 1.5—2 m (subtăiere hidraulică), care se realizează prin menţinerea fixă a coloanei de introducere a apei, o perioadă corespunzătoare realizării diametrului maxim proiectat, timp în care nu se poate obţine saramură concentrată.

Aceasta se obţine ulterior prin mişcarea pe verticală în sus a coloanei de exploatare.

Densitatea saramurii a fost găsită la o experimentare executată în U.R.S.S., pentru saramura extrasă, cuprinsă între limitele 1,003 şi 1,010.

Perioada de amorsare a unei sonde industriale cu diametrul de 100 m este indicată între 12 şi 20 luni, în funcţie de viteza de dizolvare a suprafeţei verticale a sării din zăcămîntul respectiv, la adîncimea de exploatare.

În cursul anului 1963 în laboratorul de exploatarea sării ICEMIN a existat posibilitatea de a executa primele încercări pe modele pentru verificarea efectului mobilităţii coloanelor şi forma golului de dizolvare generat în acelaşi timp cu verificarea calităţilor tehnologice ale fluidelor izolante folosite pe plan mondial la exploatarea sondelor ca element de dirijare a formării golurilor.

Modelele s-au executat pe cuburi cu latura de 200 mm, avînd găuri centrale forate cu diametrul de 30 mm şi adîncimea de circa 150 mm.

Ţevile de introducere a apei şi extragere a saramurii s-au executat din sticlă. Mobilitatea lor a fost asigurată cu ajutorul dopurilor de cauciuc perforate prin care treceau aceste coloane.

Între peretele găurii forate şi coloana de introducere a apei s-a introdus fluid izolant dintr-o biuretă cu o înălţime corespunzătoare pentru a crea presiunea necesară ca fluidul să se menţină la nivelul tavanului şi să fie în echilibru cu coloana de apă şi de saramură.

După terminarea operaţiilor de dizolvare blocurile s-au secţionat şi s-au reprodus fotografii.

În figura 1 se prezintă construcţia unei sonde model folosită în laborator.

Debitele de apă cu care s-a lucrat au fost de 50—80 litri pe oră. Circuitul de apă a fost direct (apa s-a introdus prin coloana mobilă şi saramura s-a extras prin coloana fixă).

Cu ajutorul sondelor model s-au putut face observaţii asupra:

a) modului de izolare a pereţilor găurii de sondă cu diverse fluide izolante;
b) modului de lucru a fluidului izolant ca element de dirijare;

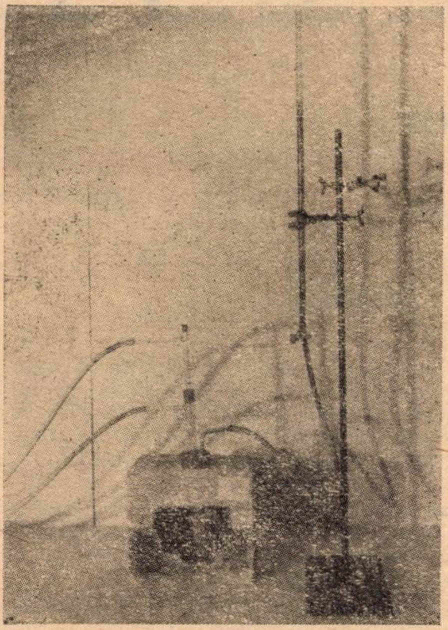


Fig. 1.

c) formei şi modului de generare a golului de dizolvare la ridicări continue (din oră în oră) a coloanei de introducere a apei ;

d) modul de dizolvare a pereţilor golului, în sare albă, sare vînătă şi vărgată prezentînd în unele cazuri şi argilă sau marnă diseminată în probele de sare.

Observaţiile s-au făcut prin secţionarea cuburilor pe care s-au făcut experienţele.

În figura 2 se prezintă fotografia unei secţiuni într-o sondă la începutul formării golului. Se observă că în această perioadă tendinţa golului este de a se dezvolta cilindric.

Diametrul, exprimat în metri, s-a putut verifica cu ajutorul relaţiei de mai jos — stabilită pe baza formei cilindrice a golului de dizolvare şi a cantităţii de sare extrasă :

$$D = 2\sqrt{\frac{G}{6798\,H}} \qquad (1)$$

în care :

G este cantitatea de sare extrasă cu saramura, exprimată în kg (se ţine seamă de cantitatea de saramură evacuată şi de concentraţia obţinută) ;

H — înălţimea golului de dizolvare obţinut, m.

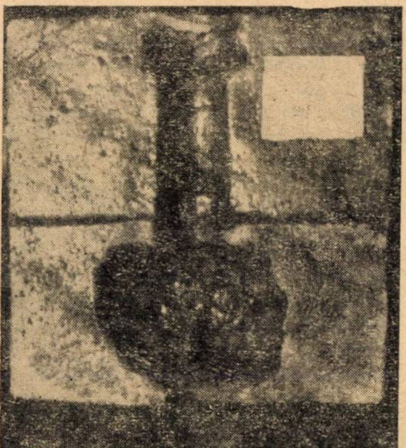


Fig. 2.

S-a constatat că înălţimea H a golului de dizolvare depăşeşte decalajul dintre saboţii celor două coloane, în funcţie de viteza de circulaţie a apei în sondă cu o distanţă variind între 50 şi 100% din decalaj.

Pereţii golului prezintă mici neregularităţi de dizolvare datorită pe de o parte structurii sării şi pe de alta condiţiilor hidrodinamice din sondă.

Fluidul izolant cu care s-a făcut această încercare a fost motorina.

Secţiunea prezentată în figura 3 arată o situaţie în care s-a urmărit să se obţină o amorsare pînă la diametrul maxim posibil în condiţiile unei izolări bune a găurii de sondă şi a tavanului.

S-a obţinut o formă de dizolvare a golului apropiată de forma conului cu vîrful în jos, cu observaţia că în formarea golului am ridicat succesiv coloana de introducere a apei la intervale diferite de timp.

Blocul de sare în care s-a făcut experienţa a prezentat o fisură la bază (fisură internă) şi apa, găsind o suprafaţă liberă, a dizolvat activ în această porţiune creînd o străpungere în partea dreaptă, jos a blocului.

Tavanul a fost dizolvat şi în acest caz s-a folosit motorina ca fluid izolant.

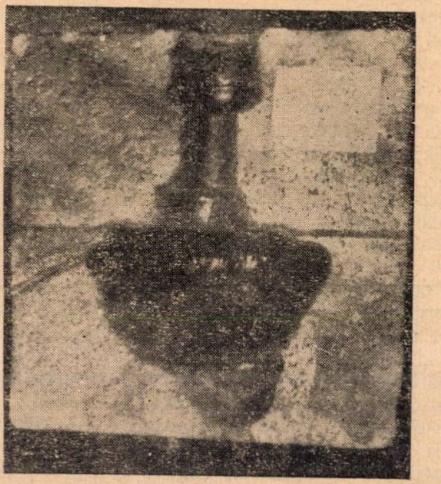


Fig .3.

Controlul diametrului la tavan al golului de dizolvare s-a putut face cu relaţia :

$$D = d + 2V_0T \qquad (2)$$

în care :

d este diametrul iniţial al găurii forate, mm ;

V_0 — viteza de dizolvare în sens orizontal stabilită în laborator în aceleaşi condiţii de temperatură, mm/h ;

T — timpul cît a durat dizolvarea, h.

În figura 4 se prezintă un caz de amorsare în care de la început şi pînă la străpungerea blocului de către apa de circulaţie s-a menţinut un decalaj fix între saboţii celor două coloane de circa 7 cm. Sonda a funcţionat în această poziţie circa 7 ore. Golul a luat o formă conică.

Verificarea diametrului la tavan s-a putut face cu relaţia :

$$D = \sqrt{1{,}76\,\frac{G}{H}} \qquad (3)$$

în care :

D este diametrul golului format, cm ;

G — cantitatea de sare extrasă, kg ;

H — înălţimea golului de amorsare, cm.

Relaţia a fost stabilită pe aceleaşi principii ca şi relaţia (1).

Menţionăm că blocul de sare folosit a avut un procent mic de impurităţi (argilă, ghips, anhidrit).

Cercetările au urmărit să stabilească pe modele şi influenţa mobilităţii coloanei de introducere a apei asupra formei golului de dizolvare. Pentru aceasta, după executarea amorsării cu coloane fixe (decalaj fix între saboţi) şi obţinerea unui diametru stabilit în prealabil, s-a început ridicarea coloanei de introducere a apei cu o viteză de 1 cm/h, apropiată de viteza de dizolvare a sării în sens vertical.

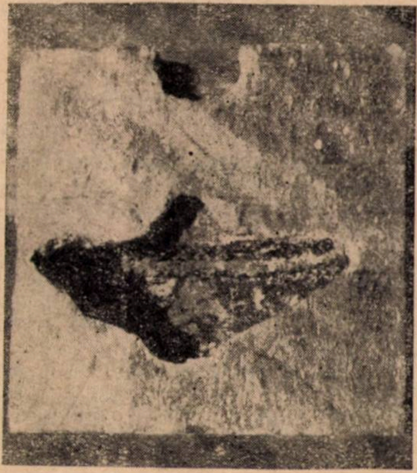


Fig. 4.

Primul model, executat în acest mod este prezentat în figura 5.

Sarea din modelul respectiv a prezentat o structură cu asociaţii de cristale uşor friabile, cu o zonă de sare albă spre partea superioară, o zonă de sare cu argilă (pămîntoasă) şi o zonă de sare vărgată la bază.

Aceste zone s-au dizolvat puţin diferit, adică cu viteze de disolvare diferite.

Forma finală a golului a prezentat două părţi distincte :

a) o formă apropiată de con, în perioada menţinerii coloanelor fixe ;

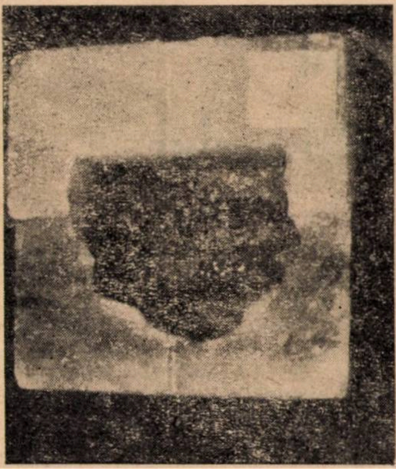


Fig. 5.

b) o formă cilindrică în perioada ridicării coloanelor cu viteze de 1 cm/h (aproximativ egală cu viteza de dizolvare a sării din tavan).

Pereţii golului de dizolvare nu sînt perfect netezi, ci prezintă mici variaţiuni (alveole). Tavanul este dizolvat plan.

Sonda a lucrat cu debitul de 1 litru pe minut timp de 8 ore şi s-a format un gol cu următoarele dimensiuni :

— diametrul maxim 13 cm ;
— înălţimea totală 12 cm ;
— înălţimea părţii cilindrice 6 cm.

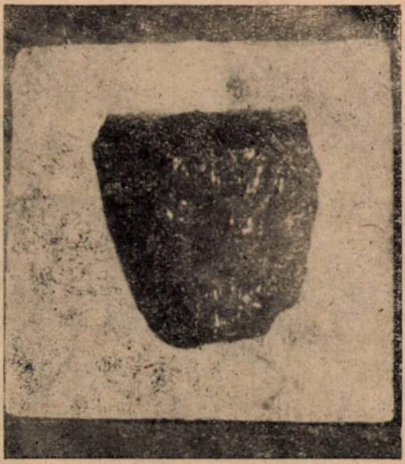


Fig. 6.

Viteza de dizolvare orizontală realizată a fost de circa 8 mm/h. Concentraţia saramurii a ajuns la 10 g/l. Temperatura solventului a fost de 19°C.

În condiţii asemănătoare, folosind fluide izolante diferite şi aplicînd aceeaşi tehnologie cu ridicări continue, s-a reuşit să se obţină goluri cilindrice cu înălţimea mai mare (fig. 6) sau cu diametrul mai mare (fig. 7).

În primul caz, după un timp mai scurt de menţinere în poziţie fixă a coloanelor, a urmat ridicarea orară a coloanei de introducere a apei, iar în al doilea caz coloana s-a menţinut în poziţie fixă timp mai îndelungat.

În ambele cazuri decalajul iniţial dintre coloane a fost acelaşi (3 cm).

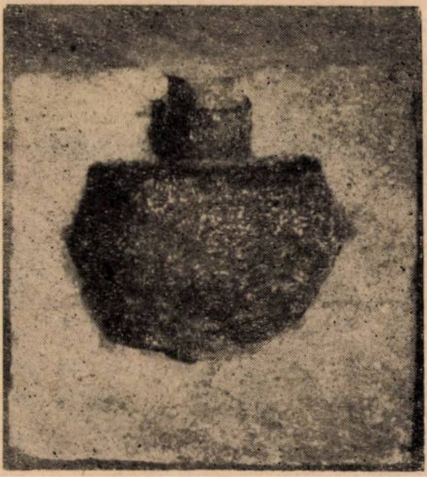


Fig. 7.

Sarea care s-a folosit pentru dizolvare a fost albă vărgată cu un conţinut de 98% NaCl.

De remarcat că forma iniţială a golului de amorsare este mult diferită de forma conului şi se apropie mai mult de aceea a cilindrului.

Din aceste exemple (5, 6 şi 7), executate cu ajutorul produselor petroliere ca fluid izolant, se constată că ridicarea coloanei de introducere a apei în mod continuu cu o viteză apropiată de viteza de disolvare din tavan este un principiu raţional de exploatare care duce indiscutabil la forma cilindrică a golului de dizolvare.

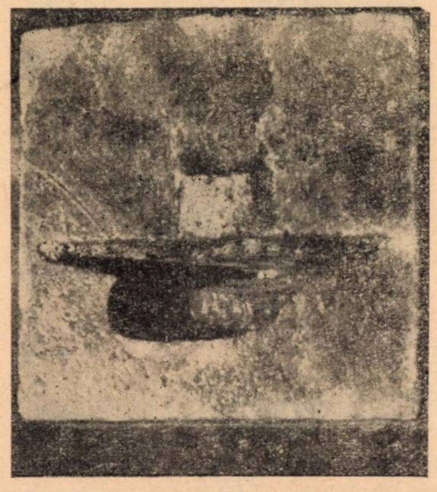


Fig. 8.

În figura 8 se prezintă şi o încercare de amorsare a unui model cu ajutorul aerului comprimat ca fluid izolant.

Decalajul fixat între saboţi a fost de 1,5 cm.

Sonda a funcţionat timp de 7 ore şi s-a obţinut într-adevăr un sîmbure hidraulic, (o retezetură de formă cilindrică), cu înălţimea egală cu decalajul dintre cele două coloane şi diametrul de 200 mm., cu observaţia că la bază nu s-a putut evita o excavare făcută de solvent în circulaţia sa dintr-o coloană în alta.

Această excavaţie are însă un diametru limitat şi nu evoluează decît pînă la o anumită limită ; forma este neregulată.

Concluzii

Încercările pe sonde model dau informaţii preţioase asupra golului de dizolvare în perioada amorsării, informaţii utile şi la faza industrială deoarece fenomenele sînt similare.

Există deosebiri numai prin faptul că într-o sondă industrială pot exista variaţii mari în cantitatea de impurităţi care se găseşte în sare şi care ar putea influenţa dizolvarea pereţilor, respectiv forma finală a golului de amorsare.

Forma golurilor obţinute de noi pe modele vine să completeze lucrările executate de alţi cercetători în acest domeniu arătînd situaţiile practice care pot fi întîlnite prin aplicarea unor metode de amorsare diferite.

În toate cazurile s-a urmărit influenţa caracteristicilor fizice ale sării asupra fenomenelor de dizolvare, respectiv a formării şi dirijării golurilor.

Interpretînd forma golurilor şi dimensiunile la care s-a ajuns, ţinînd seama şi de cantitatea de saramură evacuată, de concentraţia şi temperatura ei, s-au putut stabili şi verifica relaţii de control al diametrului, concentraţiei medii şi a timpului de amorsare a sondelor.

Determinarea analitică a influenţei unor factori specifici asupra creşterii productivităţii muncii în industria cărbunelui*

I. TEICH

În anii economiei socialiste în industria cărbunelui din ţara noastră s-au înregistrat succese în domeniul productivităţii muncii. Diverşi factori specifici au concurat la realizarea unei productivităţi a muncii, caracterizate printr-o dinamică apreciabilă.

Aceşti factori de influenţă se pot grupa în *factori tehnici* (concentrarea producţiei, mecanizarea operaţiilor, introducerea de noi procedee tehnologice, automatizarea etc.), *factori organizatorici* (organizarea procesului tehnologic, dispunerea grupelor de muncitori în fluxul tehnologic, proporţiile dintre diversele categorii de grupe de muncitori din activitatea de bază şi a celor din activitatea indirect productivă, gradul de calificare şi stabilitate a muncitorilor etc.), *factori naturali* (condiţii geologice şi de mediu). Ponderea factorilor de influenţă respectivi este variabilă. Intensitatea influenţei acestora depinde de specificul condiţiilor de exploatare şi, evident, de nivelul pe care îl au primele două grupuri de factori la un moment dat. Într-o serie de studii [1], [2], [3], [4] recent publicate cu privire la productivitatea muncii în industria cărbunelui se analizează multilateral grupele de factori de influenţă enumeraţi, insistîndu-se asupra eficienţei mecanizării introduse după naţionalizarea mijloacelor de producţie, a creşterii forţei de muncă calificate, a condiţiilor specifice de zăcămînt.

În nota de faţă se prezintă problema determinării analitice a influenţei diferiţilor factori specifici din industria cărbunelui asupra productivităţii muncii, aplicînd metode de calcul statistic. În acest scop utilizăm metoda corelaţiei multiple şi parţiale pentru un exemplu luat din practică şi care se referă la înaintare în galerii (tabela 1).

Din diversitatea factorilor de influenţă s-au ales în cazul acestui exemplu mecanizarea transportului, numărul de muncitori calificaţi şi productivitatea muncii.

După cum se observă, în tabela 1 este redată statistic dinamica productivităţii muncii în subteran între anii 1958 şi 1962 şi dinamica în limitele aceleiaşi perioade a celor trei factori de influenţă luaţi în considerare în exemplul respectiv.

---

* Se supune discuţiei.

Tabela 1

Dinamica nivelului de mecanizare, a numărului muncitorilor calificaţi din subteran, a productivităţii muncii la înaintări în galerii în bazinul carbonifer Valea Jiului în anii 1958—1962

(1957 = 100)

Anul	Productivitatea muncii în subteran	Mecanizarea transportului în subteran	Numărul de muncitori calificaţi din subteran	Productivitatea muncii la înaintări
1958	109	101,0	115	104
1959	116	101,7	119	108
1960	129	101,7	122	117
1961	137	102,0	124	123
1962	145	103,0	125	126

Este necesar să precizăm că deşi este vorba de un caz particular, factorii aleşi sînt în bună măsură reprezentativi deoarece prezintă o pondere însemnată în procesul de producţie.

Metodologia de calcul adoptată, respectiv metoda de determinare a coeficientului multiplu de corelaţie şi a coeficienţilor parţiali de corelaţie, este redată în cele ce urmează.

În raport cu datele din tabela 1, considerăm următoarele variabile:

a_i — productivitatea muncii în subteran;
b_i — mecanizarea transportului în subteran;
c_i — numărul de muncitori calificaţi din subteran;
d_i — productivitatea muncii la înaintări în galerii.

Pe baza acestor variabile determinăm următoarea schemă de calcul:

$$\begin{array}{cccc} 1 & 2 & 3 & 4 \\ a_1 & b_1 & c_1 & d_1 \\ a_2 & b_2 & c_2 & d_2 \\ \vdots & \vdots & \vdots & \vdots \\ a_n & b_n & c_n & d_n \end{array}$$

din care se deduc valorile medii corespunzătoare:

$$\overline{a} = \frac{\sum_1^n {}_i\, a_i}{n}; \quad \overline{b} = \frac{\sum_1^n {}_i\, b_i}{n}; \quad \overline{c} = \frac{\sum_1^n {}_i\, c_i}{n}; \quad \overline{d} = \frac{\sum_1^n {}_i\, d_i}{n},$$

iar coeficientul de corelaţie multiplu pentru variabilele respective:

$$r_{1\cdot 234} = \sqrt{1 - \frac{|M|}{m_{11} A}} \qquad (1)$$

unde:

$$M = \begin{vmatrix} m_{11} & m_{12} & m_{13} & m_{14} \\ m_{21} & m_{22} & m_{23} & m_{24} \\ m_{31} & m_{32} & m_{33} & m_{34} \\ m_{41} & m_{42} & m_{43} & m_{44} \end{vmatrix} \quad \text{şi} \quad A = \begin{vmatrix} m_{22} & m_{23} & m_{24} \\ m_{32} & m_{33} & m_{34} \\ m_{42} & m_{43} & m_{44} \end{vmatrix}$$

în care:

$$m_{11} = \frac{\sum_1^n {}_i\, (a_i - \overline{a})}{n}, \quad \text{iar} \quad m_{12} = \frac{\sum_1^n {}_i\, (a_i - \overline{a})\,(b_i - \overline{b})}{n}.$$

Celelalte elemente ale matricei M se determină prin analogie cu m_{11} şi m_{12}.

Aplicînd cele de mai sus la datele din tabela 1, rezultă:

$$\overline{a} = 127; \quad \overline{b} = 101{,}88; \quad \overline{c} = 121; \quad \overline{d} = 115{,}6$$

$$m_{11} = 182{,}0000; \; m_{22} = 4{,}2160; \; m_{33} = 13{,}2000; \; m_{44} = 71{,}44000$$

$$m_{12} = 8{,}0120; \; m_{13} = 48{,}4000; \; m_{14} = 25{,}1840; \; m_{23} = 2{,}0960$$

$$m_{24} = 4{,}8224; \; m_{34} = 17{,}5120$$

Introducînd aceste valori în M şi A, vom avea:

$$M = \begin{vmatrix} 182{,}0000 & 8{,}0120 & 48{,}4000 & 25{,}1840 \\ 8{,}0120 & 4{,}2160 & 2{,}0960 & 4{,}8224 \\ 48{,}4000 & 2{,}0960 & 13{,}2000 & 17{,}5120 \\ 25{,}1840 & 4{,}8224 & 17{,}5120 & 71{,}4400 \end{vmatrix} = 335\,455$$

$$A = \begin{vmatrix} 4{,}2160 & 2{,}0960 & 3{,}8224 \\ 2{,}0960 & 13{,}2000 & 17{,}5120 \\ 4{,}8224 & 17{,}5120 & 71{,}4400 \end{vmatrix} = 2415{,}90$$

de unde, înlocuind în (1):

$$r_{1\cdot 234} = \sqrt{1 - \frac{335.455}{182.2415{,}90}} = 0{,}48$$

Rezultă, în general, o corelaţie de intensitate scăzută a celor trei factori asupra creşterii productivităţii muncii (în ipoteza unei influenţe favorabile indicele respectiv de corelaţie va fi apropiat de 1).

Pentru identificarea factorului care a manifestat o influenţă mai puternică asupra creşterii productivităţii muncii în subteran, calculăm pe baza determinărilor anterioare indicii corelaţiei parţiale:

$$\rho_{1\cdot 2} = \frac{m_{12}}{\sqrt{m_{11} \cdot m_{22}}} = \frac{8{,}0120}{\sqrt{182.4{,}2160}} = 0{,}28$$ pentru mecanizarea transportului subteran;

$$\rho_{1\cdot 3} = \frac{m_{13}}{\sqrt{m_{11} \cdot m_{33}}} = \frac{48{,}4000}{\sqrt{182.13{,}2000}} = 0{,}98$$ pentru numărul muncitorilor calificaţi din subteran;

$$\rho_{1\cdot 4} = \frac{m_{14}}{\sqrt{m_{11} \cdot m_{44}}} = \frac{25{,}1840}{\sqrt{182.71{,}4400}} = 0{,}22$$ pentru productivitatea muncii la înaintări în galerii.

Rezultă că factorii: mecanizarea transportului în subteran şi viteza la înaintări în subteran au o influenţă scăzută ($\rho_{1\cdot 2} = 0{,}28$; $\rho_{1\cdot 4\cdot} = 0{,}22$). Remarcăm însă o influenţă favorabilă a creşterii numărului de muncitori calificaţi în totalul numărului de muncitori din subteran ($\rho_{1\cdot 3} = 0{,}98$).

Concluziile care se desprind din examinarea coeficienţilor parţiali de corelaţie se încadrează în consideraţiile făcute cu privire la productivitatea muncii în lucrările indicate [1], [2], [3], [4]. În lucrările citate se precizează că datorită caracterului experimental al mecanizării operaţiilor parţiale ale procesului de producţie din subteran, influenţa acesteia asupra productivităţii muncii este încă relativ redusă. În aceeaşi ordine de idei la lucrările de deschidere şi pregătire, unde s-au introdus utilaje moderne de mare productivitate, indicii privind viteza medie de înaintare în galerii, deşi au crescut în cursul ultimilor ani, mai prezintă posibilităţi de îmbunătăţire. În lucrările respective se arată că în unele cazuri, utilajele noi introduse, deşi corespund condiţiilor de zăcămînt, nu sînt utilizate la capacitatea lor, iar în alte cazuri încărcarea lor variază în limite largi. Măsurile care se iau în etapa actuală cu privire la dezvoltarea bazei tehnice în industria cărbunelui vor conduce fără îndoială la creşterea influenţei mecanizării asupra productivităţii muncii din subteran.

Valorile date de coeficienţii parţiali de corelaţie $\rho_{1\cdot 2}$, $\rho_{1\cdot 3}$, $\rho_{1\cdot 4}$, se referă, bineînţeles, la cazul particular examinat. Valorile lor pot varia de la caz la caz după modul cum acţionează factorii de influenţă. Din acest considerent rezultatele respective nu pot conduce la concluzii generale la nivelul in-

Tabela 2

Calculul planului de regresie

<table>
<tr><th>Anul</th><th>Seria iniţială</th><th>x_1</th><th>$\overline{a}$</th><th>$\frac{1}{|A|}$</th><th>A_{i_2}</th><th>x_2</th><th>$\overline{b}$</th><th>A_{i_3}</th><th>x_3</th><th>$\overline{c}$</th><th>A_{i_4}</th><th>x_4</th><th>d</th><th>$(x_1 - \overline{a})$</th></tr>
<tr><td>A</td><td>1</td><td>2</td><td>3</td><td>4</td><td>5</td><td>6</td><td>7</td><td>8</td><td>9</td><td>10</td><td>11</td><td>12</td><td>13</td><td>14</td></tr>
<tr><td>1958</td><td>108</td><td colspan="13">$x_1 - 127 = 0{,}000413\ [1250 \cdot (101{,}0 - 101{,}88) + 11323 \cdot (115 - 121) + 2007{,}4 \cdot (104 - 115{,}6) = 89{,}0$</td></tr>
<tr><td>1959</td><td>116</td><td colspan="13">$x_1 - 127 = 0{,}000413\ [1250 \cdot (101{,}7 - 101{,}88) + 11323 \cdot (119 - 121) + 2007{,}4 \cdot (108 - 115{,}6) = 111{,}3$</td></tr>
<tr><td>1960</td><td>129</td><td colspan="13">$x_1 - 127 = 0{,}000413\ [1250 \cdot (101{,}7 - 101{,}88) + 11323 \cdot (122 - 121) + 2007{,}4 \cdot (117 - 115{,}6) = 132{,}7$</td></tr>
<tr><td>1961</td><td>137</td><td colspan="13">$x_1 - 127 = 0{,}000413\ [1250 \cdot (102{,}0 - 101{,}88) + 11323 \cdot (124 - 121) + 2007{,}4 \cdot (123 - 115{,}6) = 147{,}2$</td></tr>
<tr><td>1962</td><td>145</td><td colspan="13">$x_1 - 127 = 0{,}000413\ [1250 \cdot (103{,}0 - 101{,}88) + 11323 \cdot (125 - 121) + 2007{,}4 \cdot (126 - 115{,}6) = 154{,}8$</td></tr>
<tr><td>Total</td><td>635</td><td>—</td><td></td><td>—</td><td></td><td></td><td>—</td><td>—</td><td></td><td>—</td><td>—</td><td></td><td>—</td><td>635,0</td></tr>
</table>

dustriei cărbunelui, dar, aşa cum s-a arătat, ele se încadrează în discuţiile care se poartă pe această temă.

Pentru a releva în ce măsură variabilele : b_i, c_i, d_i, aparent independente, se află în dependenţă factorială în raport cu variabila a_i, se calculează planul de regresie din tabela 2 cu ajutorul relaţiei :

$$x_1 - \overline{a} = \frac{1}{|A|}\left[\left(\sum_{i=2}^{4} m_{1i} A_{i2}\right)(x_2 - \overline{b}) + \right.$$
$$\left. + \left(\sum_{i=2}^{4} m_{1i} A_{i3}\right)(x_3 - \overline{c}) + \left(\sum_{i=2}^{4} m_{1i} A_{i4}\right)(x_4 - \overline{d})\right], \tag{2}$$

în care m_{1i} şi A ne sînt cunoscute, iar valorile A_{ij}, (A_{i2}, A_{i3}, A_{i4}) se obţin din determinantul A :

$$A_{22} = (-1)^{2+2} \begin{vmatrix} 13{,}2000 & 17{,}5120 \\ 17{,}5120 & 71{,}4400 \end{vmatrix} = 636{,}3;$$

$$A_{32} = (-1)^{3+2} \begin{vmatrix} 2{,}0960 & 4{,}8224 \\ 17{,}5120 & 71{,}4400 \end{vmatrix} = 65{,}3$$

$$A_{42} = (-1)^{4+2} \begin{vmatrix} 2{,}0960 & 4{,}8224 \\ 13{,}2000 & 17{,}5120 \end{vmatrix} = -27{,}0;$$

$$A_{33} = (-1)^{3+3} \begin{vmatrix} 4{,}2160 & 4{,}8224 \\ 3{,}8224 & 71{,}4400 \end{vmatrix} = 277{,}9$$

$$A_{43} = (-1)^{4+3} \begin{vmatrix} 4{,}216 & 4{,}8224 \\ 2{,}0960 & 17{,}5120 \end{vmatrix} = 63{,}7;$$

$$A_{44} = (-1)^{4+4} \begin{vmatrix} 4{,}2160 & 2{,}0960 \\ 2{,}0960 & 13{,}2000 \end{vmatrix} = 51{,}3$$

După efectuarea calculelor respective, rezultatele se introduc în relaţia (2), de unde obţinem :

$$x_1 - 127 = 0{,}000413 \cdot [(1250) \cdot (x_1 - 101{,}88) + (11332{,}8) \cdot$$
$$(x_1 - 121) + (20007{,}4) \cdot (x_4 - 115{,}6)]$$

şi de aici în tabela 2 calculăm planul de regresie.

Din calculul efectuat în tabela 2 se poate aprecia că seria din coloana 14 se apropie cel mai mult de seria iniţială, care exprimă dinamica productivităţii muncii în subteran între anii 1958 şi 1962, de unde rezultă că cei trei factori aleşi (mecanizarea transportului în subteran, numărul de muncitori calificaţi, productivitatea muncii la înaintări) exercită o influenţă directă asupra productivităţii muncii din subteran.

★

În cele de mai sus ne-am ocupat de analiza a numai trei factori specifici de influenţă asupra creşterii productivităţii muncii în subteran. Considerăm că este necesar să se studieze cu ajutorul aceleiaşi metode, influenţa altor factori ca : grosimea stratelor respective, duritatea rocilor, fluctuaţia forţei de muncă etc. În acest mod s-ar putea pune în evidenţă în ce măsură influenţează diverşii factori naturali sau tehnici asupra productivităţii muncii în subteran. Aceasta ar permite o analiză riguroasă care ar oferi posibilitatea stimulării creşterii continue a producţiei şi a economisirii timpului de muncă.

O discuţie mai amplă asupra acestor probleme, în coloanele Revistei Minelor, la care să participe cei interesaţi, ar constitui o contribuţie la determinarea mai completă a factorilor de influenţă asupra creşterii productivităţii muncii în industria carboniferă.

BIBLIOGRAFIE

[1] Almăşan, B. *Productivitatea muncii în industria minieră.* Prebleme Economice, nr. 12, 1963.

[2] Matyas, E. : *Industria carboniferă şi cerinţele economiei naţionale.* Lupta de clasă nr. 10, 1963.

[3] Lăzărescu, I. : *Productivitate mai înaltă la lucrările de investiţii miniere.* Scînteia, nr. 6080/1963.

[4] Gîrjoabă, V. : *Studiul posibilităţilor de creştere a productivităţii muncii în industria minieră pe baza analizei factorilor de influenţă.* Revista Minelor, nr. 3, 1964.

Folosirea piridinei tehnice la flotarea minereurilor cinabrifere

Ing. E. A. LĂPUȘCĂ,
ing. D. O. KHEIL și
ing. D. D. ILICĂ

Folosirea din cele mai vechi timpuri a metodei metalurgice pentru extracția mercurului a determinat un sistem de exploatare bazat pe extragerea zonelor mai bogate din acest zăcămînt. Întrucît exploatarea rațională și economică impune și prelucrarea unor minereuri mai sărace, se cere stabilirea unei metode de concentrare care să permită valorificarea în mod rentabil și a acestor rezerve.

Acestea au fost condițiile și factorii care au determinat ca încă din anul 1950 asupra acestui minereu să se facă o serie de încercări pentru a găsi metoda optimă de concentrare. Astfel folosind diferite rețete la prepararea prin flotare a minereului cinabrifer, s-au obținut rezultate nesatisfăcătoare pînă în momentul încheierii. studiului de față.

Concentratele obținute prin diferite metode de flotare, folosind reactivi clasici, erau de calitate inferioară și nu permiteau prelucrare pe cale metalurgică.

Față de această situație era necesar ca minereul cu conținut cinabrifer (așa cum reiese din tabela 1), să fie supus unui procedeu de concentrare care, la o exploatare în masă a zonelor din zăcămînt, avînd un conținut mai sărac de 400 g/t Hg, să ducă la extracții economice superioare. Metoda de concentrare aleasă trebuia să asigure un grad de îmbogățire înaintat pentru a se obține concentrate al căror conținut să fie de ordinul a 10 mii g/t Hg. Concentratele cu astfel de conținut se pot prelucra pe cale metalurgică cu randamente de 90—95%.

Tabela 1

Numărul probei	Conținutul Hg, g/t
1	350,0
2	134,0
3	430,0
4	80,0
5	164,0

Rezolvarea problemei părea posibilă prin flotație, datorită faptului că cinabrul este un mineral care poate fi concentrat în modul acesta.

Întrucît rezultatele obținute în încercări anterioare, folosind reactivi obișnuiți, au fost nesatisfăcătoare, se impunea găsirea unui nou reactiv, un colector puternic care să îmbunătățească valoarea concentratelor obținute.

Studiind literatura de specialitate, se constată că printre reactivii capabili să colecteze unele minerale este piridina. În literatură [1] compușii piridinici sînt amintiți ca substanțe cu proprietăți de colector care au și proprietăți spumante.

De asemenea, se mai amintește [2] că piridina este un puternic spumant, înlocuind uneori uleiul de pin.

Într-o instalație de preparare din U.R.S.S., piridina grea se întrebuințează ca spumant la flotarea minereurilor aurifere, minereurilor de mercur și a altor substanțe utile nemetalifere. În afară de proprietăți bune de spumant acest reactiv posedă parțial și proprietăți de colector.

Bazați pe datele din literatură, am considerat că produsul indigen, cunoscut sub numele de piridină tehnică, poate fi folosit pentru încercări de flotație cu minereu cinabrifer.

Piridina necesară încercărilor a fost procurată de la cocseria din Hunedoara, unde se obține ca produs secundar la prelucrarea apelor amoniacale.

Din punct de vedere chimic piridina folosită era un amestec omogen din piridină propriu-zisă (C_6H_5N), urme de chinolină, baze homoloage și uleiuri neutre în cantități ce nu depășesc 0,2%. În afară de aceasta piridina conținea uneori cantități apreciabile de apă care prin ședere se depunea la fundul borcanelor în care era păstrată. Prin determinări de laborator s-a constatat că această apă ajunge pînă la 10% avînd dizolvată în ea sulfat de amoniu.

Cu piridina, ale cărei calități le-am amintit mai sus, s-a trecut la încercări de laborator pe linia flotării colective directe, pentru a stabili condițiile optime în care se poate realiza concentrarea cinabrului.

Obiectul studiului l-au constituit cinci sorturi de minereu recoltate din zone diferite ale unui zăcămînt, încercări mai ample executîndu-se asupra probei nr. 5 (tabela 1).

Pentru determinarea fiecărui parametru au fost efectuate mai multe încercări. După cum se vede în tabela 2 pentru toate probele a rezultat că măcinișul optim este cuprins între 77,9 și 86,8% material — 200 och/țol. Consumul optim de piridină a fost stabilit între 350 și 623 g.

În continuare asupra probei nr. 5 s-au efectuat încercări pentru determinarea celorlalți parametri. Astfel, în vederea eliminării influenței șlamurilor care se formează datorită măcinării înaintate s-a încercat folosirea unui depresant.

Tabela 2

Numărul probei	Măcin. optim % mat. — 200 och/țol	Conț. orig. Hg, g/t	Extracție în greutate, %	Extr. în metal, %		Conț. conc. Hg, g/t	Grad de îmbogățire
				Conc. prim.	Conc. final		
1	73,9	350	0,595	90,73	83,0	33 325,5	133,0
2	86,8	134	0,455	73,00	56,5	17 498,7	125,0
3	86,4	430	0,380	95,56	87,6	94 738,0	230,0
4	80,6	80	0,270	70,30	42,7	18 138,0	158,0
5	79,7	164	0,445	71,40	65,4	19 784,0	136,0

În cazul acestor minereuri s-a considerat a fi indicat silicatul de sodiu. Din determinările de laborator a reieșit că o cantitate de 500 g/t silicat de natriu adăugat la flotarea primară și 2 700 g/t — la reflotare, duce la o îmbunătățire a calității concentratelor obținute.

Pentru proba nr. 5 s-a încercat să se reducă consumul de piridină printr-un adaos de flotanol, observîndu-se că la un consum de 356 g/t piridină și 112 g/t flotanol, extracțiile în mercur sînt apropiate, ca în cazul flotării, numai cu piridină în cantitate de 623 g/t. Calitatea concentratelor scade la un adaos de flotanol.

În ceea ce privește diluția necesară la flotarea cu piridină a minereului cibrifer, rezultatele au scos în evidență faptul că recuperarea maximă se obține la o diluție de 2:1 ; în ceea ce privește însă gradul de îmbogățire, acesta este mai mic decît în cazul cînd se lucrează cu o diluție mai mare. Ținînd seama de faptul că în cazul minereurilor fin măcinate, cu un conținut mare de mîluri și un conținut redus de minerale cu greutate specifică mare, literatura de specialitate [3] indică flotarea cu diluții mai mari, precum și de faptul că din observațiile făcute în unele instalații de flotație reiese că la o diluție a tulburelii de 2:1 celulele funcționează defectuos, am sonsiderat că rezultate satisfăcătoare s-ar putea obține în uzină flotînd o tulbureală cu diluția de 3:1. Acest lucru s-a verificat în cadrul încercărilor executate ulterior într-o instalație-pilot.

O influenţă asupra flotării cu piridină a minereului cinabrifer o are şi *p*H-ul tulburelii care trebuie să se menţină slab acid. Timpul de flotare stabilit în laborator a fost de 10 minute.

Mergînd pe linia îmbunătăţirii recuperărilor în metal s-au mai executat încercări folosind ca activant pentru mercur sulfatul de cupru. Din încercări a reieşit că sulfatul de cupru nu îmbunătăţeşte recuperarea.

Presupunînd că minereul ar putea avea şi mercur elementar, care nu flotează o dată cu cinabrul, după cum indică şi literatura [4], am încercat varierea turaţiei rotorului (mărirea) în scopul împrăştierii bobiţelor de mercur, care ar avea ca rezultat flotarea lor mai sigură. Rezultatele măririi turaţiei de la 1 750 rot/min la 2 500 rot/min nu au dus la o îmbunătăţire a recuperării.

Considerînd că o mărire a debitului de aer în celulele de flotaţie de laborator ar putea realiza avantaje în sensul micşorării conţinutului sterilului, s-au făcut încercări de flotare cu debite de 15—30 l/m. Faţă de situaţia normală în laborator, de 15 l/min, mărirea debitului de aer nu a adus nici o îmbunătăţire.

Din analiza rezultatelor obţinute, precum şi din cele prezentate în figura 1, reiese că lucrînd cu piridină la flotarea cinabrului se obţin extracţii în metal de aproximativ 90—95% Hg pentru concentratul primar, respectiv 80—83% Hg pentru concentratul final, dar numai la probele cu un conţinut original de peste 350 g/t Hg. Pe măsură ce scade conţinutul în mercur al minereului original, extracţiile în metal scad şi ele astfel că la un conţinut al originalului de 80—100 g/t, recuperarea este de circa 70% pentru concentratul primar şi de circa 45—55% pentru concentratul final.

Se remarcă calitatea concentratelor care pentru probele bogate ajunge la 90 mii g/t Hg — iar la cele sărace nu scade conţinutul de 10 mii g/t Hg.

În vederea urmăririi în flux continuu a flotării cu piridină a minereului cinabrifer s-au efectuat încercări într-o staţie semiindustrială.

Minereului supus încercărilor de flotaţie i s-a făcut analiza generală ale cărei rezultate sînt redate în tabela 3.

Pentru găsirea circuitelor de flotaţie cele mai adecvate, au fost efectuate un număr de şapte încercări la care circuitele au fost schimbate în funcţie de rezultatele obţinute.

Printr-o conducere corespunzătoare a agregatului moară-clasor s-a putut realiza cu uşurinţă fineţea de măcinare cuprinsă între 74 şi 91,5% material — 200 och/ţol ; diluţiile la care s-a lucrat au variat între 2,5:1 pînă la 4,04:1 L:S, iar consumul de piridină a fost dozat la încercări de la 480 g/t pînă la 815 g/t.

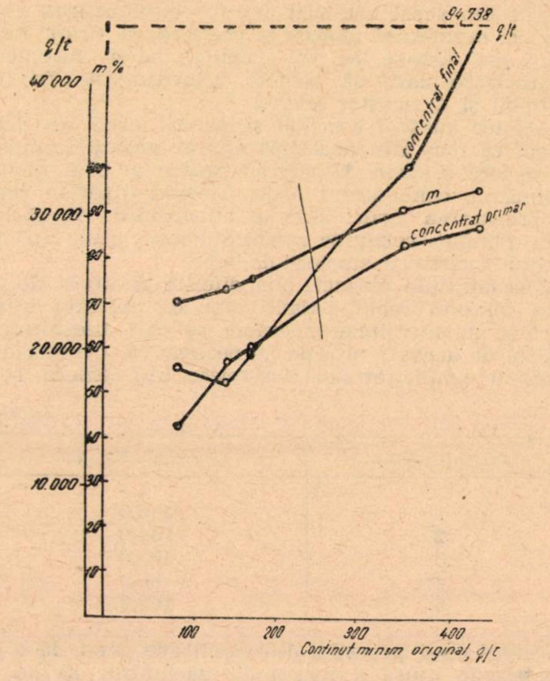


Fig. 1.

Pe baza cercetărilor preliminare de laborator timpul de flotaţie a fost stabilit de 10 minute.

La încercările semiindustriale, bazate pe indicaţiile din literatură [5], s-au folosit un număr de 10 celule, dintre care 7—8 pentru flotaţia de bază, restul pînă la 10 pentru reflotări şi a rezultat un timp de flotare mai mare ca cel folosit în laborator.

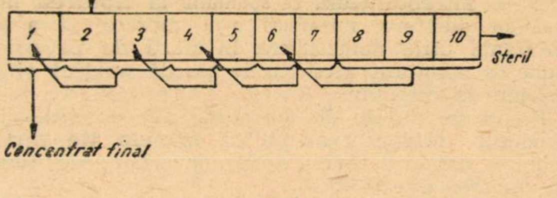


Fig. 2.

În figura 2 este redat circuitul de flotaţie pentru care s-au obţinut rezultate optime.

Tabela 3

g/t	%									
Hg	Pb	Cu	Zn	S	Fe	SiO_2	CaO	MgO	As	Al_2O_3
127,87	lipsă	lipsă	0,24	0,084	1,76	76,97	2,9	0,058	0,027	6,17

Piridina folosită la aceste încercări a avut caracteristicile fizice redate în tabela 4.

Tabela 4

Denumirea caracteristicilor	Valoarea
Indice de refracţie la 20°C	1,6743
Tensiunea superficială la 20°C dyne/cm	40,77
Viscozitate °E la 20°C	3,032
Densitate la 20°C	1,02

Piridina folosită a avut foarte bune calităţi atît de colectare cît şi de spumare, încît n-a fost necesară adăugarea de flotanol la flotarea de bază şi curăţire.

Tabela 5

Produse obținute	Hg., g/t	Grad de îmbogățire	Extracție în metal, %	Extracție în greutate, %	Material, -200 och/țol, %	Silicat de Na, g/t		Piridină, g/t	S : L	Densitatea tulburelii g/t
						fl.	refl.			
Concentrat final	17 649,9	147,8	79,9	0,54	79,9	550	2 000	815	1 : 2,	1 155
Steril	24,05									
Alimentare	120,0									

Condițiile de lucru precum și rezultatele încercărilor sînt redate în tabela 5 din care reiese că aceste rezultate s-au obținut la un consum de piridină superior consumului realizat în laborator.

Extracțiile în metal realizate prin încercări semiindustriale au fost cuprinse între 56,9 și 79,9% Hg, superioare extracției de metal realizat în laborator. Aceste rezultate se datoresc probabil timpului de flotație mai mare realizat la încercări, precum și numărului de celule mai mare față de cel calculat. De asemenea, la obținerea extracțiilor superioare a contribuit și alegerea corespunzătoare a circuitului de flotație.

Concluzii

Din cele expuse reies următoarele :

— Pentru prima dată la noi s-a folosit piridină industrială pentru încercări de preparare a minereurilor cinabrifere.

— Întrebuințînd piridina industrială indigenă s-au putut constata calitățile atît de spumant cît și de colector. Faptul că acest produs industrial are proprietăți colectoare îl explicăm prin formarea unor compuși de tipul $HgPy_n$ (anion)$_2$, unde n = 2 sau 4, foarte insolubili la suprafața cristalelor de cinabru, care determină creșterea hidrofobiei.

— Considerăm ca posibil următorul mecanism după care se produce activarea :

$$HgA \rightleftarrows Hg^{2+} + A^{2-} + nPy \leftrightarrows [HgPy_nA].$$

— Folosind piridina industrială s-au putut obține concentrate de ordinul 19 mii g/t cu recuperări de 70% Hg în încercările de laborator și concentrate de 15—18 mii g/t Hg, cu recuperări de circa 80% pentru încercările semiindustriale. Aceste fapte arată posibilitatea valorificării unor minereuri de mercur sărace cu conținuturi sub 200 g/t Hg.

Făcînd considerații asupra problemelor de tehnica securității, pe care le-ar implica folosirea industrială a piridinei, putem afirma că acestea s-ar putea rezolva ușor. Piridina, ca majoritatea produselor din gudroane, este toxică atunci cînd vine în contact direct cu pielea sau cu căile respiratorii, fapt care poate fi ușor înlăturat folosind la manipulare mănuși de protecție și instalînd deasupra circuitelor de celule hote pentru antrenarea eventualelor gaze toxice, lucru care se și practică în momentul de față în industrie pentru alți reactivi.

— Se poate conchide că folosirea piridinei industriale este posibilă și în încercările industriale asupra minereurilor de mercur. Posibilitățile de procurare a piridinei industriale sînt relativ mari și se vor dezvolta o dată cu creșterea producției cocseriilor.

BIBLIOGRAFIE

[1] * * * *Manualul inginerului de mine*. Vol. VI, Editura tehnică, București, 1956.
[2] Polkin, S. I. : *Prepararea minereurilor*. Editura tehnică, București, 1956.
[3] Dobrescu, L. și Georgescu, B. : *Încercări de laborator pentru prepararea substanțelor minerale utile*. Editura tehnică, București, 1957.
[4] Grunder, V. : *Metode de lucru în laboratorul de preparare*. I.D.T., București, 1960.
[5] Razumov, K. A. : *Proiectarea instalațiilor de preparare*. I.D.T., București.

Combaterea spumelor la cianurarea piritelor flotate

Ing. ELVIRA JUDE

Tendința actuală a prelucrării piritelor aurifere este cianurarea, proces care s-a dovedit a fi mult mai economic decît procedeele pirometalurgice clasice.

Extragerea metalelor prețioase din concentratele de pirită a fost amplu studiată, constituind obiectul unor întregi serii de încercări. Concluziile studiilor au indicat înlocuirea prelucrării pirometalurgice a piritelor aurifere prin cianurarea lor. Ca urmare a acestui fapt s-a trecut la aplicarea industrială a cianurării piritelor aurifere.

La una din instalațiile de preparare la care se aplică cianurarea piritelor aurifere obținute prin flotare, procesul de cianurare este deranjat de apariția unor spume persistente.

Aceste spume apar începînd de la îngroșătorul de spălare a concentratelor înainte de cianurare, fiind abundente după ce materialul a fost tratat cu var.

Apariția spumelor la cianurarea concentratelor de pirită, obținute prin flotare, este un fenomen caracteristic, observat la diverse sorturi de pirită în cursul încercărilor executate, atît în laborator, cît și în stația pilot.

Cum însă în cadrul fluxului tehnologic industrial se practică spălarea în contra curent, soluțiile sînt recirculate și o dată cu ele și spumele, care în felul acesta au posibilitatea să se repartizeze în toată instalația. Pe măsura creșterii cantității de spume, volumul de lucru al tancurilor de cianurare, îngroșătoarelor și altor agregate se micșorează. Dacă cu ocazia încercărilor în laborator și stația pilot faptul că agregatele și-au micșorat volumul, datorită spumelor, nu a avut importanță deosebită și deci nu s-a acordat atenție fenomenului, în instalația industrială acesta devine însă o problemă importantă; atunci cînd se colectează o cantitate apreciabilă de spumă, aceasta debordează şi o dată cu ea sînt antrenate atît leşie cît şi fracţiuni de solid cu conţinut mai mic sau mai mare de metale.

În afară de faptul că este deranjat procesul tehnologic şi că extracţia de metal este micşorată, soluţia conţinută în spumă fiind bună conductoare de electricitate, există şi pericolul de electrocutare atunci cînd spuma se revarsă din agregate.

În această situaţie se pune întrebarea: care sînt factorii care produc spumele şi prin ce mijloace pot fi ele combătute?

I. N. Plaxin [3] atribuie apariţia spumelor în procesul de cianurare următoarelor cauze:

— prezenţa spumantului de la flotaţie;
— prezenţa micei în stare foarte fină;
— prezenţa ocrului fin ş.a.

Ca soluţii pentru reducerea spumei, I. N. Plaxin recomandă:

— tratare cu amidon;
— tratare cu alauni;
— reducerea concentraţiei de var la 0,002—0,003%.

În instalaţia de preparare citată, s-a pornit de la mijloace simple pentru combaterea spumelor, ca: stropirea cu jet puternic de apă, alimentarea îngroşătoarelor prin camera inferioară, apoi tratare cu carbonat de sodiu, hidroxid de sodiu, benzină, alcool, alauni, carbonat de calciu, sulfat de calciu, ulei naftenic, amidon, degresant Alba, floculanţi (Separan).

Toate aceste mijloace n-au dat rezultatul dorit.

Partea experimentală

Concentratele de pirită care se cianurează, fiind produse de flotare, conţin spumanţi, deci este normal ca în condiţii favorabile să se formeze din nou spume.

Spălarea cu apă, care se aplică acestor concentrate înainte de a fi cianurate, s-a dovedit a nu fi eficace.

Încercările de laborator au arătat că şi după trei spălări cu apă în concentrate rămîne o cantitate suficientă de spumanţi pentru a produce spume. În schimb concentratele de pirită obţinute prin procedee gravitaţionale remăcinate la fineţea necesară nu produc spume la cianurare.

Se poate spune deci că spumele se formează datorită rămăşiţelor de reactivi spumanţi de la flotaţie; aceste spume conţin şi particule solide, grăunţi de pirită care au dimensiuni sub 40 microni.

Cantitatea de solid din spumă reprezintă circa 5—10%.

Cauzele care determină apariţia spumelor fiind rămăşiţele de spumanţi care se dozează la flotare, trebuie înlocuită pelicula de spumant de pe suprafaţa bulelor de aer printr-o altă substanţă care dă pelicule puţin rezistene.

Încercările de desorbţie executate cu spume colectate din instalaţia de cianurare sus-citată au dus la rezultate satisfăcătoare.

A. *Desorbţie cu sulfură de sodiu*

Un rol important în procesul de desorbţie cu sulfură de sodiu îl joacă timpul de contact al sulfurii de sodiu cu materialul. Din figura 1 se observă o scădere bruscă a volumului de spumă în primele trei minute, iar după un interval de 10 minute volumul spumei nu mai scade de loc. Sulfura de sodiu, fiind o substanţă care se descompune uşor, operaţia de desorbţie trebuie să se efectueze într-un timp relativ scurt, evitîndu-se adsorbţia de aer în tulbureală în timpul procesului. Din figura 1 rezultă că în condiţii de laborator timpul de agitare nu trebuie să depăşească 10 minute.

Încercările executate au arătat că după o desorbţie de 10 minute soluţia de sulfură de sodiu poate fi folosită imediat pentru o nouă desorbţie.

Un alt factor important este concentraţia de sulfură de sodiu din soluţie care determină cantitatea de sulfură de sodiu la suprafaţa bulelor de are şi, direct legat de acesta, înlocuirea peliculei de spumant.

Din figura 2 se observă că la concentraţii pînă la 0,3% Na_2S cantitatea de spumă scade treptat, la concentraţii de 0,3—0,5% volumul de spumă scade brusc, iar la 0,5% Na_2S dispare complet.

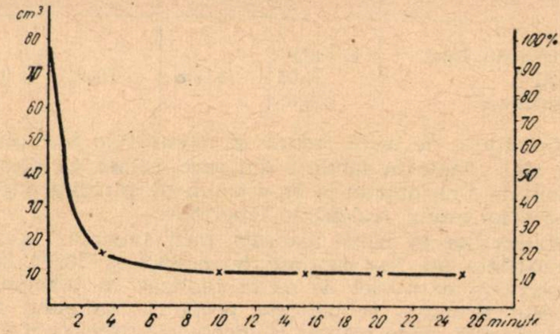


Fig. 1. Influenţa timpului de agitare cu Na_2S asupra volumului de spumă.

Deci la o concentraţie de 0,5% Na_2S, ceea ce corespunde la un consum de sulfură de sodiu de 5 kg pe tona de material solid tratat, se asigură completa desorbţie a spumantului, respectiv dispariţia spumei.

Sulfura de sodiu fiind un cianicid care împreună cu cianura de sodiu formează sulfocianura de sodiu, după desorbţie materialul nu poate intra direct la cianurare.

În scopul îndepărtării sulfurii de sodiu poate să fie aplicată fie o spălare cu apă a materialului, fie oxidarea sulfurii de sodiu prin agitare cu insuflare de aer.

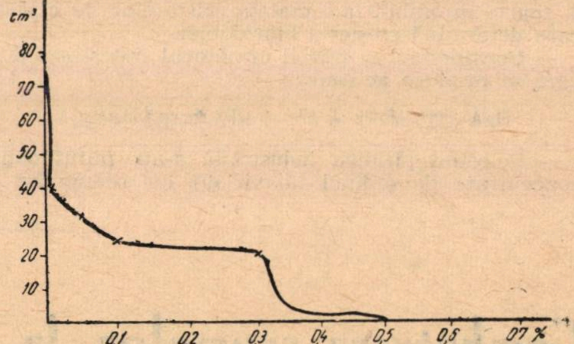


Fig. 2. Influenţa concentraţiei de Na_2S asupra volumului de spumă.

B. *Desorbţia cu hidroxid de sodiu*

Faţă de sulfura de sodiu, hidroxidul de sodiu are o acţiune de desorbţie net inferioară.

Timpul de desorbţie necesar este de ordinul orelor, iar concentraţia de Na (OH) necesară, mult mai mare. Spre exemplu, la un timp de agitare de 2 ore este necesară o concentraţie de 2,6% Na (OH) (fig. 3), iar pentru un timp de agitare de 22 ore, o concentraţie de 1% Na (OH). Pe măsura creşterii concentraţiei de Na (OH) în soluţie scade timpul necesar de agitare. În toate cazurile rezultatele rămîn inferioare desorbţiei cu sulfură de sodiu. Desorbţia cu hidroxid de sodiu prezintă avantajul că materialul poate intra direct la cianurare. Prezenţa hidroxidului de sodiu dă posibilitate reducerii cantităţii de substanţă alcalinizatoare folosită în procesul de cianurare.

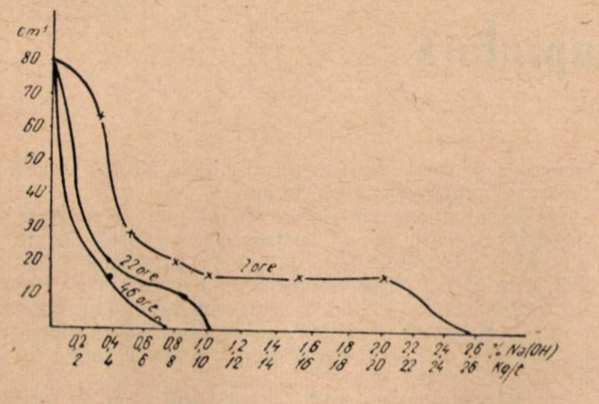


Fig. 3. Influența concentrației de Na(OH) și a timpului de agitare asupra reducerii volumului de spumă.

C. *Încercări de cianurare*

Pentru a stabili influența desorbției asupra procesului de cianurare și a consumului de cianură de sodiu s-a executat o serie de încercări de cianurare prezentate în tabela 1.

Din probele care au fost supuse cianurării numai pirita a cărei spumă nu a fost tratată prin desorbție (proba nr. 1) a avut spume. Deci atît desorbția cu sulfură de sodiu cît și desorbția cu hidroxid de sodiu sînt eficace.

Tabela 1

Proba	Timpul, min	m %		kg/t	
		Au	Ag	NaCN	CaO
Pirită spălată cu apă	20	87,0	54,0	2,5	4,3
Pirită spălată a cărei spumă a fost tratată cu Na (OH)	20	86,0	54,3	2,5	2,1
Pirită spălată a cărei spumă a fost tratată cu Na_2S și spălată de 2 ori (0,005 % Na_2S)	20	87,0	54,0	2,8	5,7
Pirită spălată a cărei spumă a fost tratată cu Na_2S și spălată de 3 ori (0,0005 % Na_2S)	20	84,5	55,0	2,5	4,5
Pirită spălată a cărei spumă a fost tratată cu Na_2S și oxidată prin agitare cu aer	20	84,5		3,5	5,5

Sub raportul consumurilor de var și cianură de sodiu se constată că probele a căror spumă a fost tratată cu sulfură de sodiu consumă circa 5 kg/t CaO față de 4 kg/t CaO cît consumă pirita spălată (proba nr. 1).

Consumul de cianură de sodiu la probele a căror spumă a fost tratată cu sulfură de sodiu apare de ordinul 2,5—3,0 kg/t față de 2,5 kg/t la pirita spălată. Consumul de cianură de sodiu crește cu concentrația de sulfură de sodiu din soluție.

După un număr de trei spălări, adică la o concentrație de 0,0005% Na_2S, consumul de NaCN și CaO nu este influențat.

Extracția metalelor variază puțin și nu este influențată de modul de tratare a spumei.

Concluzii

În practica cianurării concentratelor de pirită auriferă rezultată prin flotare, un fenomen caracteristic este apariția spumelor.

Spumele provoacă o serie de neajunsuri procesului tehnologic (micșorarea volumului de lucru al îngroșătoarelor și tancurilor de cianurare ș.a.).

Cum funcționarea instalației cu capacitate redusă nu poate fi admisă din punct de vedere economic, problema combaterii spumelor este importantă pentru instalația de cianurare.

Eliminarea spumei din instalație este de asemenea neeconomică pentrucă spuma conține, atît particule de pirită, cît și leșie cu conținut de metale.

Cauza care produce spumele este prezența spumanților adăugați la flotație. Deși înaintea cianurării concentratele se spală cu apă, mai rămîn resturi de spumanți care, în timp ce tulbureala parcurge tancurile de cianurare, provoacă formarea de spumă.

Înlocuirea spumanților din procesul de flotație nu este posibilă, iar reducerea consumului duce la micșorarea extracțiilor de metale.

Tratarea spumelor cu reactivi desorbanți rezolvă cel mai eficace problema. Ca reactivi desorbanți pot fi folosiți, atît sulfura de sodiu la o concentrație de circa 0,5%, cît și hidroxidul de sodiu la o concentrație de circa 1%.

Sulfura de sodiu este mai avantajoasă deoarece necesită timp de agitare scurt (circa 10 minute față de 22 ore cît necesită hidroxidul de sodiu), iar consumul de sulfură de sodiu — la o concentrație de 0,5% — este de 5 kg pe tona de material solid tratat față de circa 10 kg pe tona de material solid tratat, cît este consumul de hidroxid de sodiu la o concentrație de 1%.

Dezavantajul procedeului de tratare a spumelor cu sulfură de sodiu este acela că după desorbție materialul trebuie spălat pînă la o concentrație de 0,0005% Na_2S.

BIBLIOGRAFIE

[1] * * * *Combaterea spumelor la cianurarea piritelor.* Raport întocmit în cadrul Sectorului de cercetări miniere, Baia Mare.
[2] Glembotki, V. A., Klassen, V. I. și Plaxin, I. N. : *Flotația.*
[3] Plaxin, I. N. : *Metalurgia metalelor nobile.*
[4] Konev, A. S. și Debrivnaia, L. B. : *Separarea concentratelor colective de sulfuri prin flotație.*

Stingerea incendiilor de praf de cărbune depus în instalaţiile de la suprafaţă

Ing. P. BĂLULESCU

Aprinderile de praf de cărbune prezintă unele particularităţi care, dacă nu sînt cunoscute, pot crea pericole pe timpul operaţiilor de stingere.

Praful de cărbune depus se poate aprinde şi arde mocnit sau cu flacără producînd în anumite condiţii răbufniri sau explozii. Caracteristica principală a prafului depus o constituie însă arderea mocnită, incendiul propagîndu-se lateral şi în adîncime (atunci cînd el nu este ridicat în aer). Datorită faptului că straturile superficiale de praf de cărbune dintr-o cantitate depusă ard lent cît şi faptului că pe măsură ce arderea pătrunde în adîncime fumul se degajă din ce în ce mai puţin (la suprafaţă formîndu-se un fel de crustă — cenuşa rezultată din ardere), focarele de incendiu se depistează cu multă greutate şi deci propagarea incendiului continuă fără luarea unor măsuri la timp. O situaţie periculoasă apare cînd straturile de praf aprins se turbionează sau se răscolesc. În acest caz este probabilă apariţia răbufnirilor, exploziilor şi, în cea mai fericită situaţie, accelerarea arderii datorită accesului de oxigen din aerul pătruns printre particulele de praf de cărbune.

Din cauza posibilităţilor de declanşare a răbufnirilor şi exploziilor, la incendiile de praf de cărbune depus trebuie acordată o mare atenţie pentru ca efectele acestor fenomene să nu producă arsuri persoanelor angajate la intervenţie sau chiar cazuri mortale. De aceea, la asemenea incendii, personalul de intervenţie trebuie să fie echipat cu îmbrăcăminte de protecţie.

Praful de cărbune îl întîlnim nu numai la preparaţiile de cărbuni ci şi în multe alte construcţii şi instalaţii ale unor unităţi care nu sînt specifice industriei carbonifere. Pretutindeni unde au loc depuneri de praf, sînt posibile incendii (aprinderi) de praf de cărbune, fie caracterizate printr-o ardere mocnită, fie cu flacără, în cazul cînd praful este ridicat în aer.

Incendiile de praf de cărbune pot avea loc în silozuri, buncăre, strate depuse pe diferite obiecte, în instalaţiile de transport, în conducte ca urmare a propagării de la un alt focar sau declanşării unor răbufniri sau explozii.

La aceste categorii de incendiu, intervenţia se face în mod diferit.

Într-un fel se lucrează la incendiile de praf de cărbune declanşate în conducte, şi în alt fel la cele din silozuri sau depuse pe instalaţii, obiecte etc. De fapt, în raport de natura incendiului, se folosesc cu predilecţie anumite mijloace de stingere.

Fără o recunoaştere amănunţită a incendiului, nu este posibilă stingerea lui rapidă, eficace şi cu pierderi materiale minime. La recunoaştere trebuie să se stabilească locul precis al focarelor şi limitele lor. Un singur focar neobservat poate duce la situaţii destul de grave. Asemenea situaţii devin şi mai complicate în cazul cînd focarele se găsesc în instalaţiile de transport sau de ventilaţie.

De asemenea, este necesar să se stabilească grosimea stratului depus, existenţa sau posibilitatea formării curenţilor de aer, natura conductelor de transport a prafului (instalaţia de producţie), existenţa şi starea de funcţionare a instalaţiei de desprăfuire. Fiind vorba de o serie de instalaţii de abur dintr-un flux tehnologic în funcţiune înainte de intervenţie este necesar ca acestea să fie cunoscute ; de aceea este recomandabil să se ia informaţii precise de la conducătorul tehnic.

Aceasta nu exclude însă ca în caz de pericol iminent, să se înceapă operaţiile de stingere imediat. La silozuri trebuie să se ţină seama şi de starea de funcţionare a instalaţiilor de aerisire, deoarece este ştiut că la oprirea sau la funcţionarea defectuoasă a acestora se poate acumula metan, capabil să formeze cu aerul amestecuri explozive.

Cele mai eficace mijloace de stingere a incendiilor de praf de cărbune în instalaţii sînt gazele inerte şi aburul. La folosirea gazelor inerte, în special a bioxidului de carbon, este necesar ca instalaţiile să fie cît mai bine închise. Prin introducerea bioxidului de carbon, conţinutul de oxigen se micşorează şi ajungînd la 14% (în aer) exploziile de praf de cărbune brun nu mai pot avea loc.

În întreprinderile unde se găseşte abur la dispoziţie, acesta se poate folosi pentru stingerea incendiilor, în special în buncăre şi în instalaţii închise. Acţiunea de stingere a aburului se bazează mai mult pe dislocarea aerului şi mai puţin pe efectul de răcire. În straturile mai groase de praf de cărbune, aburul pătrunde cu greu.

Incendiile de praf de cărbune depus în straturi sau depozitat se poate stinge cu apă îmbunătăţită chimic, adică apa în care s-a dizolvat o substanţă tensioactivă (umectant).

Apa fără adaos de substanţe tensioactive, în general, nu este suficient de eficace la stingerea incendiilor de praf de cărbune, deoarece tensiunea superficială a apei împiedică umectarea cărbunelui. Din practică s-a constatat că pulberea de cărbune arzînd pluteşte pe apă fără să se stingă. Totuşi, în lipsa substanţelor tensioactive (umectanţi) se poate folosi şi apa fără asemenea adaosuri, însă cu multă atenţie fără a se răscoli praful, utilizîndu-se în acest scop ţevi cu ajutaje pulverizatoare. Acestea trebuie să asigure o pulverizare foarte fină, pentru că numai astfel se poate evita răscolirea şi ridicarea în aer a prafului de cărbune. Persoana care efectuează stingerea (şeful de ţeavă) trebuie să aibă o bună vizibilitate şi pentru aceasta este necesar ca jetul pulverizat să nu fie prea mare, în special cînd se acţionează asupra unui focar limitat .

Jeturile de apă trebuie bine dirijate refulîndu-se cantităţi de apă strict necesare ; este recomandabil ca la incendiile de praf de cărbune, debitul unei ţevi pulverizatoare să nu depăşească 20 l/min. Cele mai bune rezultate la stingerea incendiilor de praf de cărbune se obţin folosind pulverizatoare elicoidale, care realizează un con de pulverizare destul de eficace.

Spuma aeromecanică nu constituie o substanţă stingătoare eficace pentru stingerea incendiilor de praf de cărbune, deoarece jetul de spumă refulat asupra prafului poate produce vîrtejuri urmate de răbufniri de flăcări. Chiar dacă se reuşeşte să se refuleze şi să se întindă liniştit un strat de spumă pe suprafaţa stratului de praf, deci evitîndu-se răbufnirile, după cîteva ore se constată, de cele mai multe ori, că sub învelişul de spumă starea de incandescenţă a prafului de cărbune nu dispare încă. Oxigenul necesar arderii gazelor emanate de particulele de cărbune este luat din bulele de spumă care se descompun din cauza temperaturii. În afară de aceasta, efectul de răcire al spumei aeromecanice este destul de redus, gradul de umezire a prafului fiind nesatisfăcător.

O influenţă negativă asupra stingerii incendiilor de praf de cărbune, depozitat sau depus, o au şi gazele inerte refulate cu presiune. Încercările de stingere cu aer comprimat (la unele începuturi de incendiu) s-au dovedit fără rezultate ; prin aplicarea unui astfel de procedeu, incendiul evoluează şi se propagă rapid din cauza fluxului de oxigen.

Folosirea bioxidului de carbon sub formă de jet provoacă formarea vîrtejurilor şi antrenarea particulelor incandescente, creînd pericolul răbufnirilor şi exploziilor.

În afară de aceasta, bioxidul de carbon se încălzeşte în contact cu suprafaţa incandescentă, se ridică în sus, locul lui fiind luat de aerul proaspăt care, în orice caz, înviorează arderea.

Deci bioxidul de carbon se poate folosi cu eficienţă numai în spaţii închise, şi etanşe (conducte, buncăre). În buncărele în care se găseşte o cantitate mai mare de praf de cărbune în stare incandescentă se introduce bioxid de carbon pînă în momentul în care analizele aerului din interior arată că nu mai există oxigen. După aceea buncărul rămîne închis, cel puţin o zi.

Focarele mici de incendiu se mai pot stinge cu apă îmbunătăţită chimic refulată din stingătoare manuale sau folosind preparatul de cărbune pregătit pentru fabricarea brichetelor. Acest preparat conţine aproximativ 50% apă şi folosit cu pricepere, aşezat cu o lopată sau un făraş, asigură o înăbuşire aproape completă a prafului de cărbune în stare de incandescenţă. În jurul acestor focare se stropeşte cu apă îmbunătăţită chimic, iar în lipsa acesteia, apă naturală însă fin pulverizată. În lipsa cărbunelui umed se poate folosi nisip umed sau saci şi cîrpe umede.

Metodele de stingere a incendiilor de praf de cărbune se bazează pe acţiuni întreprinse împotriva celor trei elemente principale ale arderii (materialul combustibil, oxigenul din aer, temperatura de aprindere).

Ţinînd seama de aceasta, acţiunea de lichidare a arderii, deci a incendiului, se poate asigura prin :

— îndepărtarea prafului de cărbune care arde sau în pericol de a se aprinde ;

— oprirea accesului de aer către focarul incendiului ;

— răcirea focarului sub temperatura de aprindere.

Acţiunea de îndepărtare a prafului incandescent de cărbune se poate aplica în cazul unei cantităţi mici şi numai acolo unde nu există pericolul ridicării stratului superior şi al apariţiei flăcărilor. În nici un caz nu se vor folosi lopata sau alte mijloace similare, deoarece se creează pericolul răbufnirilor. Pentru acest scop se pot folosi aspiratoare mobile de praf, însă prevăzute în interior cu ceaţă de apă, apă pulverizată sau perdele de apă.

Focarele mici de huilă se pot îndepărta cu lopata, în lipsă de alte mijloace, deoarece nu prezintă pericolul răbufnirilor.

Folosirea metodei de răcire a focarelor sub temperatura de aprindere a prafului este eficace în măsura în care nu se produc vîrtejuri care să creeze pericolul răbufnirilor, şi se asigură umectarea stratului de praf folosind apa sub formă de ceaţă sau fin pulverizată.

Situaţia devine mai critică în cazul depozitării prafului de cărbune în straturi groase şi a unor focare pătrunse în adîncime. Din cauza lipsei de aderenţă a apei, chiar dacă se inundă cu apă praful de cărbune aprins, focarele incandescente se sting cu greutate, cuiburile de praf aprinse continuînd să plutească pe suprafaţa apei. Prin adăugarea în apă a substanţelor tensioactive (umectanţi) se obţine un efect bun de stingere.

Pentru stingerea cu apă pulverizată a focarelor mici se pot folosi cu succes găleata-stingător şi stingătoarele manuale cu apă îmbunătăţită chimic.

Indiferent de metoda folosită pentru stingere, acţiunea trebuie executată în aşa fel încît incendiul să nu se propage.

Orice manipulare greşită a ţevii de refulare a apei, orice răscolire şi orice curent de aer format aduce mari prejudicii operaţiilor de stingere prin apariţia norilor de praf, provocarea răbufnirilor şi mărirea intensităţii incendiului.

Pentru înlăturarea acestor neajunsuri este recomandabil ca, pe cît este posibil, în urma răbufnirilor şi exploziilor, ferestrele şi uşile să fie închise, luîndu-se toate măsurile pentru evitarea formării curenţilor de aer.

În cazul constatării incendiului, instalaţiile de producţie trebuie oprite, rămînînd în funcţiune numai instalaţiile de evacuare a prafului.

La elevatoarele verticale, la conductele de evacuare a prafului etc. se vor deschide numai părţile de sus, evitîndu-se prin aceasta formarea curenţilor de aer ; deschiderea la ambele capete va fi interzisă cu desăvîrşire, deoarece instalaţiile respective pot deveni adevărate coşuri de tiraj. La deschiderea uşilor, a clapetelor de la diferite instalaţii, a capacelor de vizitare, a capacelor diferitelor agregate în scopul căutării focarelor, personalul care execută această operaţie trebuie să depună multă atenţie pentru a se feri de eventualele răbufniri.

Operaţia de stingere trebuie începută de jos în sus, deoarece invers, prin stropirea cuiburilor de praf incandescente, acestea ar putea să cadă formînd noi focare de incendiu sau să creeze condiţii pentru declanşarea răbufnirilor şi exploziilor.

Căutarea focarelor în instalaţii, pe după grinzi, căptuşeli, este destul de greoaie şi periculoasă, de aceea trebuie executată cu multă precauţie. Dacă aceste instalaţii se află la mari înălţimi şi se foloseşte scara, aceasta trebuie bine fixată pentru a nu aluneca ; datorită alunecării se produce vibrarea conductelor, a pieselor şi deci răscolirea şi mişcarea prafului de cărbune depus şi care în acest fel favorizează apariţia flăcărilor şi chiar a răbufnirilor.

O problemă deosebit de importantă care trebuie să stea în atenţia conducătorului acţiunii de stingere este asigurarea securităţii personalului de intervenţie.

La incendiile de praf de cărbune se degajă oxid de carbon, care este un gaz toxic. Pericolul formării oxidului de carbon există şi în instalaţiile închise, unde, din cauza lipsei de oxigen, se poate produce o ardere incompletă.

În spaţiile în care se găseşte praful de cărbune, pe timpul incendiului în afară de oxidul de carbon se formează un fum dens care împiedică recunoaşterea şi îngreuiază operaţia de stingere. Personalul care lucrează efectiv la stingerea incendiilor trebuie să fie echipat cu aparate izolante sau cu măşti prevăzute cu cartuşe vibrante de reţinere a oxidului de carbon. Personalul de intervenţie la incendiu trebuie să fie de asemenea echipat cu echipament de protecţie.

Persoanele care lucrează în zone de fum şi în apropierea focarelor de incendiu trebuie schimbate la anumite intervale de timp.

Stingerea incendiilor de praf de cărbune este destul de dificilă, de aceea se cere din partea personalului de intervenţie o bună pregătire profesională care, folosind mijloace de stingere adecvate, poate asigura succesul operaţiilor.

Regimuri tranzitorii în rețeaua electrică minieră de joasă tensiune cu considerarea parametrilor rețelei, corpului omenesc și aparatajului de protecție

Ing. S. SULEA

Curenții de scurgere la pămînt în rețelele electrice miniere au constituit obiectul unor îndelungate cercetări științifice, întrucît fenomenele caracteristice lor determină condițiile de securitate și condițiile de bună exploatare a rețelei și aparatajul electric de protecție.

S-au explicat cauzele apariției curenților de scurgere la pămînt, s-au stabilit rezistențele admisibile de izolație ale rețelei, capacitățile critice ale acesteia, au fost stabilite relațiile existente între aceste mărimi și curentul ce trece prin corpul omenesc în cazul atingerii părților aflate sub tensiune și s-au stabilit în cele din urmă, condițiile care se impun aparatajului de protecție.

Toate aceste fenomene au fost cercetate pentru cazul regimului permanent, rămînînd deschisă studierea lor în regim tranzitoriu.

Regimul tranzitoriu prezintă un interes deosebit în aprecierea condițiilor de securitate, precum și în stabilirea unor noi cerințe aparatajului de protecție. Ținînd seamă și de faptul că în literatură au fost publicate relativ puține materiale privind regimul tranzitoriu în rețeaua electrică minieră de joasă tensiune, autorul își propune să studieze regimul tranzitoriu al curentului ce trece prin corpul omenesc în cazul rețelei electrice cu neutrul izolat ținînd cont de aparatajul de protecție și de starea de izolație a ei în raport cu pămîntul.

Schema electrică de calcul și stabilirea ecuațiilor

În cazul cel mai general o rețea electrică minieră de joasă tensiune este formată din secundarul transformatorului de putere, rețeaua electrică de distribuție, aparatajul de comutare, releul de protecție împotriva scurgerilor la pămînt și consumatorii de energie electrică (fig. 1).

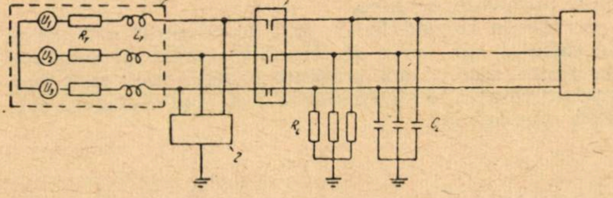


Fig. 1.

Avînd în vedere acest lucru, s-a trecut la stabilirea schemei de calcul, care s-a întocmit astfel, încît să fie cît mai aproape de realitățile practice, neglijînd numai acele aspecte, care îngreuiază foarte mult rezolvarea matematică și care nu au o influență hotărîtoare asupra procesului în sine.

Tensiunile la bornele transformatorului de putere, rezistențele de izolație, precum și capacitățile față de pămînt ale rețelei se consideră simetrice.

În schema de calcul se păstrează numai rezistența și inductanța aparatului de protecție (R_a și L_a) neglijîndu-se rezistența și inductanța transformatorului de putere (R_T și L_T) care sînt mult mai mici în raport cu primele.

Aparatul de protecție a fost considerat ca un element pasiv, adică un element constituit din rezistențe și inductanțe și care nu conține forțe electromotoare, neglijîndu-se faptul că prin el se închide componenta continuă a curentului care măsoară rezistența de izolație a rețelei.

În schema de calcul corpul omenesc a fost considerat ca o rezistență ohmică în paralel cu o capacitate. Necesitatea de a considera și capacitatea rezultă din faptul că oscilogramele și măsurătorile făcute arată întodeauna un oarecare decalaj între curentul care trece prin corp și tensiunea aplicată. Din ultimele experiențe făcute pe oameni cu un curent alternativ la o tensiune 30 V cu frecvența de 50 Hz, capacitatea determinată prin oscilografierea curbelor curentului și a tensiunii a fost de 0,02 — $0{,}03 \mu F/\text{cm}^2$ suprafață de contact [8].

Ținînd seamă de aceste precizări, schema de calcul a fost reprezentată în figura 2 a și 2 b unde s-au notat cu :

R_a — rezistența aparatului de protecție ;
L_a — inductanța aparatului de protecție ;
$u_i = U_m \sin (wt + \varphi_i)$ — valorile instantanee ale tensiunilor de linie, în care $i = 1,\ 2,\ 3$;

$$\varphi_1 = 0, \quad \varphi_2 = -\frac{2\pi}{3}, \varphi_3 = \frac{2\pi}{3},$$

C_L este capacitatea rețelei față de pămînt ;
R_L — rezistența de izolație a rețelei față depămînt ;
R_{OM}, C_{OM} — rezistența corpului omenesc și respectiv capacitatea corpului omenesc ;
$u_O = u_{AB}$ — valoarea instantanee a tensiunii între punctele A, și B (fig. 2b).

Pe baza legilor Kirchhoff se scriu în valori instantanee ecuațiile de funcționare ale circuitului. Se stabilește pierderea de tensiune pe

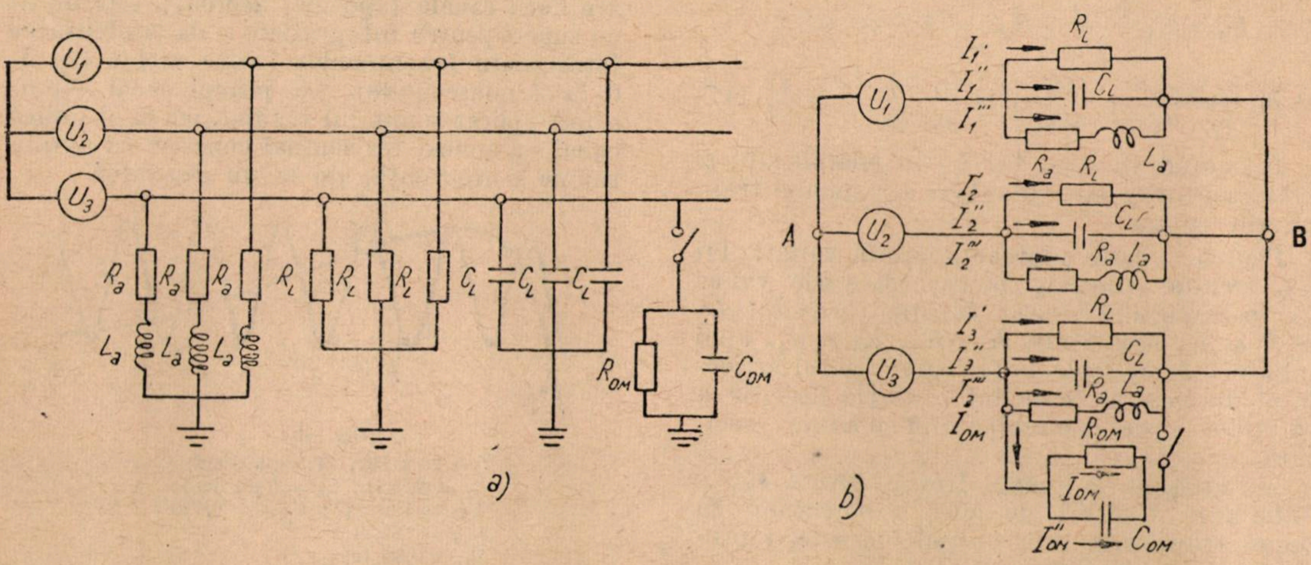


Fig. 2.

fiecare ramură între nodurile A și B (fig. 2 b) obținîndu-se un sistem de 12 ecuații integro-diferențiale. Sistemul conține expresia curentului prin corpul omenesc i_{OM} — mărimea căutată.

Pentru rezolvare se aplică sistemului obținut transformata Laplace definită de integrala $\varphi(p) = \int_0^\infty e^{-pt} f(t)\, dt$, în care t este o variabilă reală p este o variabilă complexă, iar e este baza logaritmilor neperieni.

Expresia simbolică a relațiilor pentru cazul considerat se dă mai jos:

$$I'_1(p) = \frac{U_m}{R_L} \cdot \frac{\omega}{p^2+\omega^2} - \frac{1}{R_L} F(U_0) \tag{1}$$

$$\begin{aligned} I_1''(p) = {} & C_L \cdot p \cdot U_m \frac{\omega}{p^2+\omega^2} - C_L \cdot u_1(0) - \\ & - C_L \cdot p \cdot F.\ (U_0) + C_L u_0(0) \end{aligned} \tag{2}$$

$$\begin{aligned} F(U_0) = {} & U_m \cdot \frac{\omega}{p^2+\omega^2} - I_1'''(p) \cdot R_a - \\ & - L_a \cdot p \cdot I_1'''(p) + L_a \cdot i_1'''(0) \end{aligned} \tag{3}$$

$$I_2'(p) = \frac{U_m}{R_L} \cdot \frac{\omega.\cos\varphi - p.\sin\varphi}{p^2+\omega^2} - \frac{1}{R_L} F(U_0) \tag{4}$$

$$\begin{aligned} I_2''(p) = {} & C_L \cdot p \cdot U_m \frac{\omega \cdot \cos\varphi - p \cdot \sin\varphi}{p^2+\omega^2} - C_L \cdot u_2(0) - \\ & - C_L \cdot p \cdot F(U_0) + C_L u_0(0) \end{aligned} \tag{5}$$

$$\begin{aligned} F(U_0) = {} & U_m \frac{\omega \cdot \cos\varphi - p\sin\varphi}{p^2+\omega^2} - I_2'''(p) \cdot R_a - \\ & - L_a \cdot p \cdot I_2'''(p) + L_a i_2'''(0) \end{aligned} \tag{6}$$

$$I_3'(p) = \frac{U_m}{R_L} \frac{p.\sin\varphi + \omega\cos\varphi}{p^2+\omega^2} - \frac{1}{R_L} F(U_0) \tag{7}$$

$$\begin{aligned} I_3''(p) = {} & C_L \cdot p \cdot U_m \frac{p \cdot \sin\varphi + \omega\cos\varphi}{p^2+\omega^2} - C_L u_3(0) - \\ & - C_L . p . F(U_0) + C_L u_0(0) \end{aligned} \tag{8}$$

$$\begin{aligned} F(U_0) = {} & Um . \frac{p.\sin\varphi + \omega\cos\varphi}{p^2+\omega^2} - I_3'''(p) R_a - \\ & - L_a \cdot p \cdot I_3'''(p) + L_a . i_3'''(0) \end{aligned} \tag{9}$$

$$I'_{0M}(p) = \frac{U_m}{R_{OM}} \frac{p.\sin\varphi + \omega\cos\varphi}{p^2+\omega^2} - \frac{1}{R_{OM}} F(U_0) \tag{10}$$

$$\begin{aligned} I''_{0M}(p) = {} & C_{OM} \cdot p \cdot U_m \frac{p.\sin\varphi + \omega\cos\varphi}{p^2+\omega^2} - \\ & - C_{OM} \cdot u_3(0) - C_{OM}\, p \cdot F(U_0) + C_{OM} u_0(0) \end{aligned} \tag{11}$$

$$\sum_{K=1}^{11} I_k(p) = 0 \tag{12}$$

Sistemul algebric obținut se rezolvă în raport cu $F\ (U_0)$. Funcția imagine, în cazul considerat, are următorul aspect:

$$F(U_0) = \frac{Ap^3 + B p^2 + Cp + D}{(p^2+\omega^2)(Ep^2+Fp+K)} \tag{13}$$

unde: A, B, C, D, E, F și K sînt constante care depind de parametrii rețelei, aparatului de protecție și corpului omenesc.

Pentru exemplificare dăm expresia lui B.

$$\begin{aligned} B = {} & U_m \cdot R_{OM} \cdot \omega\, C_L R_L L_a + \\ & + 2\,\omega\, U_m \cdot R_{OM} \cdot \cos\varphi \cdot C_L \cdot R_L \cdot L_a \cdot + \\ & + U_m \cdot \sin\varphi\, C_{OM} \cdot R_{OM} \cdot R_a \cdot R_L - \\ & - u_3(0)\, C_{OM} \cdot R_{OM} \cdot R_a R_L + U_m \cdot \sin\varphi\, L_a R_L + \\ & + U_m \cdot \omega\cos\varphi \cdot C_{OM} \cdot R_{OM} \cdot L_a \cdot R_L . \end{aligned} \tag{14}$$

Descompunem polinomul obținut (13) în fracții simple și luăm din tabele expresia funcției original.

Pentru cazul de față, corespunzător rădăcinilor ecuației în p, găsim trei expresii ale lui U_0.

$$\begin{aligned} U_0 = {} & K_1 \frac{\sin\omega t}{\omega} + K_2 \frac{1}{\omega^2}(1 - \cos\omega t) + \\ & + K_3 \frac{e^{p_3 \cdot t} - 1}{p_3} + K_4 \frac{e^{p_4 \cdot t} - 1}{p_4} \end{aligned} \tag{15}$$

$$\begin{aligned} U_0 = {} & K_1 \frac{\sin\omega t}{\omega} + K_2 \frac{1}{\omega^2}(1 - \cos\omega t) + \\ & + \frac{K_3}{p^2{}_3}[1 - e^{p_3 t}(1 - p_3 \cdot t)] - \frac{K_4}{p_3}(1 - e^{p_3 t}) \end{aligned} \tag{16}$$

$$U_0 = K_1 \frac{\sin \omega t}{\omega} + K_2 \frac{1}{\omega^2}(1 - \cos \omega t) +$$

$$+ K_3 \frac{e^{p_4 \cdot t} - e^{p_3 \cdot t}}{p_4 - p_3} + \frac{K_4}{p_3 \cdot p_4}\left(\frac{p_3 . e^{p_4 \cdot t} - p_4 e^{p_3 \cdot t}}{p_4 - p_3} + 1\right). \quad (17)$$

Înlocuind valoarea lui U_0 în relațiile (10) și (11) găsim expresia completă a regimului tranzitoriu căutat.

Pentru a putea reprezenta grafic variația lui i_{OM} trebuie calculate pentru diversele valori ale parametrilor rețelei constantele A, B, C, D, E, F și K, coeficienții K_1, K_2, K_3 și K_4, apoi înlocuiți în relațiile anterioare. Cadrul articolului de față nepermițînd o amplă discuție a soluțiilor găsite, ne mulțumim cu cîteva precizări.

— Ecuațiile, în forma finală, permit să se determine valoarea de vîrf a curentului în regim tranzitoriu prin corpul omenesc, reprezentat prin impedanța R_{OM}, C_{OM}.

— Se poate determina frecvența proprie a circuitului format (pseudoperioada).

— Se poate determina durata regimului tranzitoriu și se poate stabili exact, cînd circuitul este aperiodic, oscilant sau aperiodic critic. Mai jos prezentăm cîteva oscilograme caracteristice fenomenului analizat.

Macheta model pe care s-a ridicat oscilogramele este prezentată în figura 3.

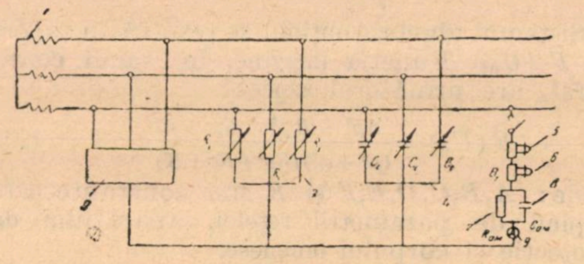


Fig. 3.

Pentru compararea și verificarea rezultatelor s-a lucrat simultan cu două oscilografe după următoarea metodică: primul oscilograf OK-17M are două canale (spoturi) acordate, este dotat cu suport pentru fotografiere și dă posibilitatea fotografierii fenomenelor foarte rapide (de la 0 la 2 milisecunde). La primul canal (spot) a fost aplicat semnalul studiat, iar la al doilea canal s-a aplicat un semnal cunoscut ca amplitudine și frecvență, de la un generator.

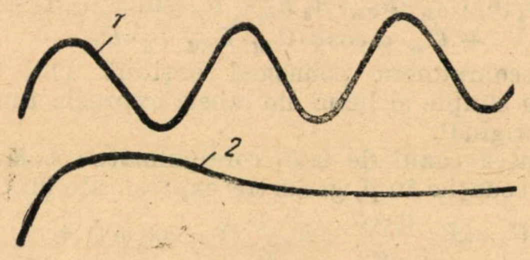


Fig. 4a:
$f_1 = 10$ kHz; $T_1 = 0{,}1$ ms;
$R_L = 1$ kΩ; $C_L = 2$ μ F/fază;
$R_{OM} = 1\,000$ Ω; $C_{OM} = 0{,}3$ μ F;
$I_{OM} = 191$ mA (reg. permanent);
$T_{at} \approx 0{,}22$ ms;
$I_{OM\,tr} \approx 387$ m A;
fără aparatul de protecție în rețea;
s-a lucrat cu oscilograful OK-17M;

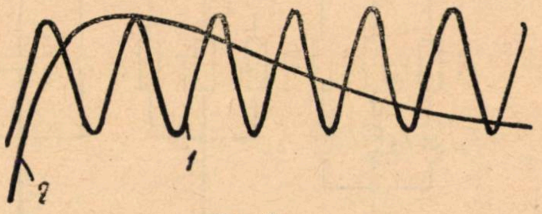


Fig. 4b:
$f_1 = 20$ k Hz; $T_1 = 0{,}05$ ms;
$R_L = 10$ kΩ; $C_L = 2$ μ F/fază;
$R_{OM} = 1\,000$ Ω; $C_{OM} = 0{,}9$ μF;
$I_{OM} = 191$ m A;
$T_{at} \approx 0{,}35$ ms;
$I_{OM\,tr} \approx 759$ m A;
cu aparatul de protecție în rețea;
s-a lucrat cu OK-17M.

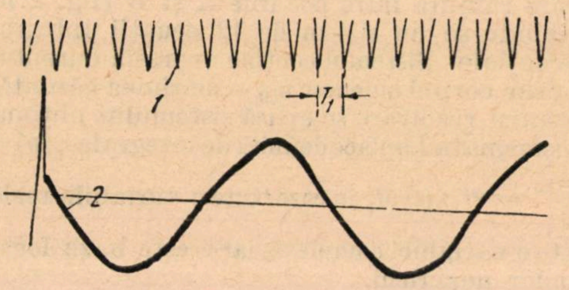


Fig. 4c:
$f_1 = 1$ kHz; $T_1 = 1$ ms;
$R_L = 5$ k Ω; $C_L = 1$μ F/fază;
$R_{OM} = 1\,000$ Ω; $C_{OM} = 0$μF;
$I_{OM} = 155$ mA;
$T_{at} \approx 0{,}43$ ms;
$I_{OM\,tr} \approx 467$ mA;
fără aparat de protecție;
s-a lucrat cu oscil. electromagnetic.

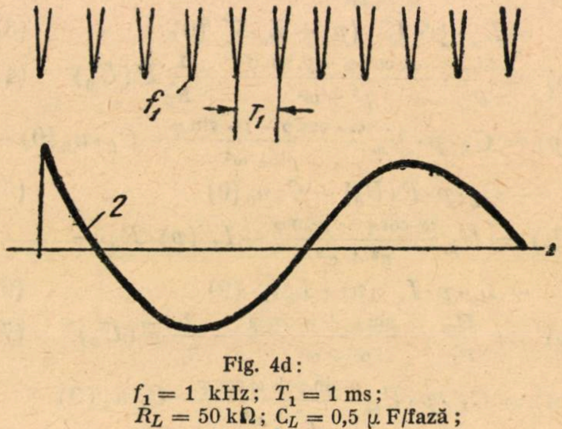


Fig. 4d:
$f_1 = 1$ kHz; $T_1 = 1$ ms;
$R_L = 50$ kΩ; $C_L = 0{,}5$ μ F/fază;
$R_{OM} = 1\,000$ Ω; $C_{OM} = 0$;
$I_{OM} = 123$ mA;
$T_{at} \approx 0{,}4$ ms;
$I_{OM\,tr} \approx 216$ mA:
cu aparatul de protecție în rețea;
s-a lucrat cu OK–17M.

Semnalul cunoscut serveşte la comparare. Al doilea oscilograf, de tip electromagnetic, a primit semnalul direct la bucla B_1, baza de timp fiind înregistrată automat. Ca ultimă măsură de verificare luată s-a notat valoarea curentului I_{OM} în regim permanent. În figura 4a, 4b, 4c, 4d, 4e, 4f sînt reproduse cîteva oscilograme caracteristice fenomenului descris, pentru diverşi parametri, cu sau fără aparatul de protecţie montat, pentru tensiunea de 380 V, şi în diverse momente de atingere, măsurate de la trecerea undei sinusoidale prin zero.

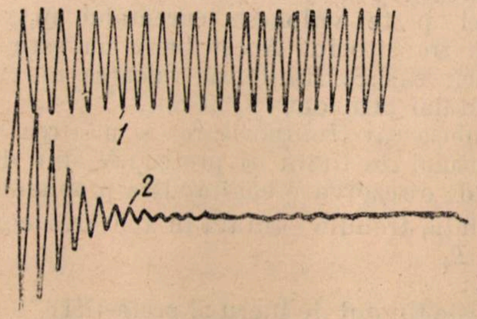


Fig. 4e:

$f_1 = 2$ k Hz; $T_1 = 0{,}5$ ms;
$R_L = 9{,}5$ kΩ: $C_L = 0{,}5$ μ F/fază;
$R_{OM} = 1\,000$ Ω; $C_{OM} = 0$;
$T_{at} \approx 4{,}5$ ms;
în reţea a fost cuplat un transformator de putere mică, avînd inductanţa foarte mare.

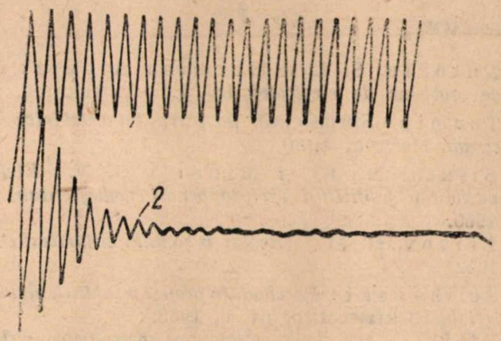


Fig. 4f:

$f_1 = 2$ k Hz: $T_1 = 0{,}5$ ms;
$R_L = 9{,}5$ kΩ; $C_L = 1$ μF/fază;
$R_{OM} = 1\,000$ Ω; $C_{OM} = 0$;
$T_{at} \approx 4$ ms.
în reţea a fost cuplat un transformator de putere mică, avînd inducţia mare.

Concluzii

Curentul în regim tranzitoriu printr-o impedanţă care reprezintă corpul omenesc este foarte diferit şi depinde de parametrii reţelei, de parametrii aparatului de protecţie şi de momentul în care are loc atingerea cu partea aflată sub tensiune.

Pentru o anumită conjunctură în reţea, curentul $I_{OM\,tr}$ poate atinge o valoare dublă (fig. 4a) sau chiar mai mare (fig. 4b) decît valoarea curentului în regim permanent.

Analizînd oscilogramele obţinute (în articol sînt prezentate cele mai caracteristice) timpul de atenuare al fenomenului este foarte mic (0,3 —0,5 —3 milisecunde).

Creşterea curentului la valorile amintite duce la creşterea pericolului de electrocutare, precum şi la posibilitatea aprinderii gazului de mină datorită scînteii ce rezultă între om şi locul de contact. Pentru un circuit dat, cu impedanţă mică şi un anumit fel de rupere, variaţia curentului de aprindere, în funcţie de tensiunea de alimentare, este redată în figura 5. Se vede că această curbă nu are o formă regulată şi curenţii de aprindere ai grizuului sînt foarte diferiţi. Dacă la 2 V cu curent de 40 A nu aprinde gazul de mină, atunci la 200 V un curent de 0,5 A va produce aprinderea metanului, iar la 800 V curentul de aprindere al grizuului este egal cu 0,006 A [7]. Pentru reţeaua electrică minieră (380 V, 660 V) asemenea curenţi de scurgere apar sigur în cazul regimului tranzitoriu analizat. Nu este cert însă, dacă aceşti curenţi vor aprinde în toate cazurile amestecul explosiv, întrucît în afara tensiunii de aprindere, influenţează direct şi alţi factori. Cei mai importanţi factori sînt: forma electrozilor, viteza de rupere, timpul de atenuare al fenomenului şi inductanţa inclusă în circuit.

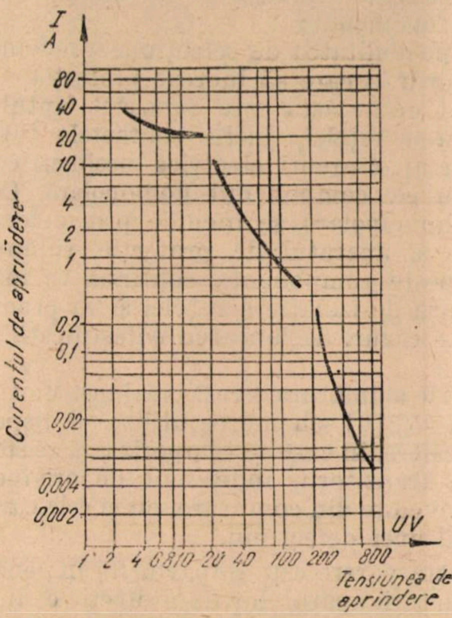


Fig. 5.

Din punctul de vedere al protecţiei, problema analizată prezintă diverse aspecte, din care prezentăm două:

1 — timpul de lucru al protecţiei;

2 — valoarea curentului la care trebuie să acţioneze protecţia.

Aceste aspecte se condiţionează reciproc şi credem că sînt cele mai importante dacă privim problema prin prizma condiţiilor de securitate.

După cum s-a arătat, timpul de atenuare al fenomenului este de 0,3 —3 milisecunde iar curenţii care apar în locul defect (I_{OM}) ating valori ce măresc pericolul electrocutării sau pot duce la aprinderea grizuului. Ar fi de dorit ca fenomenul să fie întrerupt chiar la apariţie, să nu se dea posibilitatea curentului să atingă valoarea maximă. Acest caz ideal nu este posibil, întrucît toate aparatele de protecţie introduse în mină nu realizează asemenea timpi şi sînt departe de a-i realiza. Singurul aparat cunoscut în tehnica minieră care atinge înalte performanţe de comutare este aparatul cu acţiune suprarapidă [3]. Mai trebuie menţionate încă două mari dificultăţi de realizare practică a comutării suprarapide :

1 — sesizarea exactă a momentului în care începe fenomenul ;

2 — posibilitatea de selecţiune a fenomenului tranzitoriu la care să lucreze protecţia.

Legat de aceasta este cunoscut faptul că la comutarea reţelei, între contactele întreruptoarelor apar arcuri electrice nesimetrice şi odată cu ele componenta homopolară. Componenta homopolară se închide prin defectul de izolaţie şi aparatul de protecţie, suprapunîndu-se peste componenta continuă ce măsoară rezistenţa de izolaţie a reţelei şi va produce în anumite cazuri declanşarea nejustificată a protecţiei.

Pentru a înlătura acest neajuns, unii autori propun [5] [6] scheme ce utilizează dispozitive de întîrziere, în care se temporizează toate fenomenele tranzitorii, indiferent de origine, atît cele provenite din comutare, cît şi cele care apar în cazul unei defecţiuni.

Această părere este împărtăşită în general de constructorii aparatelor de protecţie ce lucrează cu timpi mari de declanşare. Uneori, durata temporizării însumată cu timpul de lucru al întreruptorului, timp în care omul este sub acţiunea f.e.m. de autoinducţie a motoarelor în regim de frînare, poate atinge valori apreciabile, iar efectele pot fi fatale.

O a doua cale de prevenire a funcţionării nejustificate a protecţiei ar fi aceea de a mări valoarea de reglaj a curentului de lucru a protecţiei peste valoarea curentului maxim în regim tranzitoriu. Acest lucru nu este admis întrucît N.T.S. limitează valoarea maximă a curentului prin om la 30 mA.

Ambele căi (temporizarea şi mărirea valorii curentului de lucru al protecţiei) sînt departe de a da o rezolvare echitabilă a problemei.

Soluţia trebuie căutată în aplicarea condiţiei

$t_p < T_a$

unde :

t_p este timpul de lucru al protecţiei ;

T_a — timpul de dezvoltare a avariei, şi în introducerea pe scară largă a sistemelor de comutare suprarapidă care sînt capabile să rezolve problema exploatării fără pericol al reţelei şi întregului aparataj electric din subteran sau din locurile deosebit de periculoase.

BIBLIOGRAFIE

[1] Antoniu, S. I. şi Hermina Albert: *Culegere de probleme de electrotehnică.* Editura tehnică, 1956.

[2] Teumin: *Spravocinik po perehodnîm elektriceskim procesam.* Moskva, 1950.

[3] Şişkin, N. F. şi Mindeli, G. V.: *Elektrobezopasnost v şahtnîh i vzrîvoopasnost pomeşceniah.* Tbilisi, 1960.

[4] Leibov, R. M.: *Uteciki v şahtnîh elektriceskih setiah,* 1952.

[5] Jelihovski: *Perehodnie proţesî v şahtnîh elektriceskih setiah.* Elektricestvo, nr. 9, 1963.

[6] Mîsik, V. A.: *Nekotorîe voprosî soverşenstvovania zaşcitî ot utecek v şahtnîh elektriceskih setiah.* Sbornik statei, Moskva, 1963.

[7] Bihl, C.: *Electrificarea minelor în subteran.* Bucureşti, 1958.

[8] Kuzneţov, A. I.: *Tehnica securităţii în instalaţiile electrice.* Moscova, 1952.

Din activitatea ştiinţifică

SIMPOZIOANE TEHNICE ORGANIZATE DE ICEMIN LA BUCUREŞTI ŞI PETROŞENI

În ziua de 7 august 1964 a avut loc la Casa de cultură din raionul 30 Decembrie din Capitală un simpozion cu lucrări tehnico-ştiinţifice organizat de Institutul de cercetări miniere — ICEMIN al M.M.E.E. în cinstea celei de-a XX-a aniversări a eliberării patriei.

Au luat parte cadre de conducere din M.M.E.E., cercetători ştiinţifici, ingineri şi tehnicieni de la întreprinderile miniere din ţară.

Tov. inginer V. SCRIPĂŢ, directorul ICEMIN, a salutat pe participanţii la simpozion declarînd deschise lucrările, după care a făcut o trecere în revistă a succeselor obţinute de muncitorii din industria minieră relevînd aportul cercetătorilor din ICEMIN şi de la principalele exploatări miniere, pentru îndeplinirea obiectivelor din plan. În încheiere, directorul ICEMIN a închinat rezultatele simpozionului măreţei sărbători de la 23 August.

A luat apoi cuvîntul tov. inginer V. GÎRJOABĂ, secretar general al Ministerului Minelor şi Energiei Electrice, care a relevat succesele obţinute prin introducerea tehnicii noi în industria minieră şi contribuţia lucrătorilor ştiinţifici din ICEMIN în acest domeniu.

Programul lucrărilor simpozionului a cuprins un ale căror rezumate le redăm număr de opt referate, în cele ce urmează :

POSIBILITĂŢILE FOLOSIRII SUSŢINERII METALICE ÎN ABATAJELE CAMERĂ DIN MINELE DE LIGNIT (colectiv : ing. **E. Glodeanu**, ing. **I. Stătulescu** şi ing. **D. Cărpinişan**).

În minele de lignit abatajele cameră reprezintă încă o pondere destul de mare, deoarece abatajele cu front lung nu pot fi extinse la toate condiţiile de zăcămînt.

Stratele groase de lignit, stratele medii cu condiţii de presiune, copertă şi hidrogeologie dificile, precum şi pilierii de siguranţă se exploatează în prezent prin abataje cameră.

Prin abatajele cameră se extrage în prezent 48—50% din totalul producţiei de lignit. Susţinerea abatajelor cameră se face în lemn, cu o recuperare redusă, ceea ce duce la un consum mediu de circa 35 m^3/1 000 t.

În scopul reducerii consumului de lemn de mină, începînd din trimestrul III-1963 cercetătorii institutului s-au preocupat de problema înlocuirii lui cu elemente metalice de susţinere. Pînă în prezent s-au efectuat experimentări în stratul III Roşioara şi stratul I Mărgineanca, folosindu-se ca echipament de susţinere stîlpii cu pană, grinzile tubulare şi scutul de răpire, toate realizate în cadrul ICEMIN.

Din experimentările efectuate s-au confirmat următoarele :

— susţinerea metalică a abatajelor cameră este superioară celei în lemn, sub aspectul rezistenţei elementelor de susţinere şi a securităţii muncii ;

— răpirea elementelor de susţinere se poate face integral, în condiţii depline de siguranţă, scutul de răpire îndeplinind bine funcţiile pe care le are ;

— se realizează prăbuşirea sistematică şi controlată a coperişului ;

— consumul de lemn se reduce cu 19—20 m^3/1 000 t cu posibilităţi de reducere în continuare ;

— preţul de cost s-a menţinut la nivelul celui realizat în abatajele cameră, însă prin însuşirea metodei de către muncitori, maiştri şi ingineri prin organizarea transportului subteran şi printr-o normare corespunzătoare, preţul de cost poate scădea cu 3—5 lei/tonă. Rezultatele bune obţinute îndreptăţesc începerea cît mai grabnică a experimentărilor în restul bazinelor şi extinderea procedeului.

CERCETĂRI DE PREPARARE MECANICĂ PENTRU VALORIFICAREA BARITEI DIN ZĂCĂMÎNTUL OSTRA (colectiv : ing. **I. Ion** şi ing. **Maria Buligan**).

Zăcămîntul de barită de la Ostra are un conţinut mediu ponderat de 70—72% SO_4Ba. Rezervele de minereu al zăcămîntului sînt constituite dintr-un sort de baritină cu 82—83% SO_4Ba şi un sort de gnais mineralizat cu barită, cu 42—43% SO_4Ba.

Cercetările de concentrare prin flotaţie pe probe au conţinuturi diferite din cele două sorturi şi pe probe de amestec ponderat. Au fost determinate prin cercetări condiţiile de lucru şi parametrii tehnologici care duc la obţinerea de concentrate cu 95% SO_4Ba, cu o recuperare în substanţă utilă de 95%. A fost, de asemenea, determinată prin cercetări posibilitatea obţinerii unui concentrat cu 97—98% SO_4Ba, cu o fineţe de măcinare integrală — 45 microni, pentru cerinţe speciale.

Concentratele astfel obţinute satisfac cerinţele consumatorilor din punctul de vedere al conţinutului în SO_4Ba şi al granulaţiei.

Premisele tehnico-economice de valorificare a baritei din zăcămîntul Ostra prin tehnologia determinată de către ICEMIN sînt favorabile.

Pe baza cercetărilor efectuate, a fost elaborată de către cercetători schema de principiu a fluxului tehnologic al viitoarei instalaţii de preparare a baritei de la Ostra.

EXPERIMENTAREA AMESTECURILOR EXPLOZIVE SIMPLE ÎN SUBTERAN (colectiv : ing. **P. Anton**, ing. **M. Petrea**, ing. **A. Palade** şi ing. **M. Zeciu**).

În cursul trimestrului II-1964, ICEMIN a efectuat experimentări în vederea omologării amestecurilor explozive simple (azotat de amoniu cu motorină) în carierele Bistriţa-Petreni şi Teliuc şi în subteran la Filipeştii de Pădure, Slănic şi Teliuc.

Experimentarea acestui exploziv în subteran la salina Slănic s-a făcut prin împuşcarea a 989 găuri de mină, verticale descendente, consumîndu-se 294 kg amestec exploziv şi 99 kg astralită pentru amorsare, faţă de 254 kg astralită cît se folosea în mod obişnuit. Rezultatele au dovedit posibilitatea folosirii amestecului exploziv de azotat de amoniu şi motorină în astfel de împuşcări, fiind necesară în scopul reducerii cantităţii de exploziv în amorsare, folosirea cartuşelor de astralită de 50 g.

Experimentarea amestecului exploziv în lignit la Filipeştii de Pădure, atît în abataje frontale, cît şi în abataje cameră, folosind explozivul sub formă încartuşată, nu au dat rezultate, constatîndu-se că prin amorsarea cu 100 g astralită a 400 g amestec, detonaţia încărcăturii este incompletă, iar efectul de rupere nul.

Experimentarea noului exploziv la săparea galeriilor şi în abataje cameră la Teliuc, practicînd încărcarea pneumatică, a permis reducerea cheltuielilor pentru explozivi cu 67—72% faţă de cazul folosirii astralitei, cu o simultană creştere a coeficientului de utilizare a găurilor şi cu o reducere a conţinutului de gaze.

Rezultatele acestor experimentări dovedesc posibilitatea omologării amestecului exploziv de azotat de amoniu și motorină, pentru folosirea în minele metalifere și în saline. Extinderea noului exploziv va avea ca rezultat importante economii.

COMPORTAREA ÎN CONDIȚII DE EXPLOATARE A VENTILATOARELOR CENTRIFUGE CU DEBIT REGLABIL VTO-3,1

(colectiv : ing. **Gr. Coculescu**, ing. **N. Oprea**, ing. **Rozalia Iușan** și ing. **N. Costîngioară**).

Lucrarea prezintă parametrii funcționali ai ventilatorului VTO-3,1 în cazul branșării în rețeaua de aeraj a minei Anina.

Se face o comparație între caracteristicile nominale ridicate de fabrică și cele reale, de funcționare. Se constată neconcordanța și se dau explicații în scopul de a se evita greșeli la alegerea acestor tipuri de ventilatoare în condițiile unei rețele de aeraj bine determinată.

CONSIDERAȚII PRIVIND PROTECȚIA ÎMPOTRIVA ELECTROCUTĂRII PRIN LEGAREA LA PĂMÎNT A INSTALAȚIILOR ELECTRICE

(colectiv : ing. **A. Manea** și ing. **T. Loy**).

Pe baza unei metode grafo-analitice se stabilesc condițiile pentru realizarea protecției prin legarea la pămînt. Lucrarea cuprinde diagrame pentru determinarea valorii rezistenței de legare la pămînt necesară realizării unei tensiuni de atingere nepericuloasă, în cazul defectării izolației unei faze față de carcasă. Autorii fac o apreciere a eficacității protecției contra electrocutării prin legarea la pămînt a utilajelor, arătînd cazurile cînd acest mod de protecție este ineficace.

Se insistă asupra necesității utilizării releelor de scurgere, care să constituie protecția de bază în cazul defectării izolației față de pămînt a rețelelor electrice miniere cu neutrul izolat.

MECANIZAREA SUSȚINERII CU BETON A LUCRĂRILOR DE DESCHIDERE ȘI PREGĂTIRE LA MINELE DE CĂRBUNE ȘI MINEREURI : BETON ȘI MORTAR STROPIT (spritz beton și torcret) — BETON POMPAT

(colectiv : ing. **P. Oancea**, ing. **C. Popescu** și ing. **I. Sîngeorzan**).

În mineritul din R.P.R. mecanizarea susținerii cu beton a lucrărilor de pregătire și deschidere au un cîmp vast de aplicare. Pentru a se putea trece la aplicarea pe scară industrială a acestor procedee moderne de susținere, încă din anul 1963, ICEMIN a început să studieze în amănunt, din punct de vedere tehnic și economic, tehnologia de lucru și posibilitățile de realizare în țară a utilajelor, concomitent cu verificarea portanței susținerilor realizate.

În prima etapă, cercetările și experiențele s-au axat pe mecanizarea punerii în operă a betonului sau mortarului la susținerea galeriilor.

Analiza experimentărilor preliminare permite cercetătorilor, proiectanților și inginerilor din industria minieră, formarea orientării de ansamblu în legătură cu aplicarea acestor sisteme de susținere care asigură, pe lîngă o viteză corespunzătoare de susținere (250—300 m/lună — în concordanță cu vitezele ce se pot obține la săparea mecanizată), reducerea cheltuielilor de realizare în medie cu circa 300 lei/m și înlocuirea lemnului și metalului.

În afară de tehnologia propriu-zisă de realizare a susținerii sau izolării cu beton sau mortar stropit direct pe pereții lucrărilor și a susținerii cu beton monolit, pus în operă prin pompare, se prezintă și principalele aspecte legate de construcția și principiul de funcționare a utilajelor de punere în operă și a celor conexe ; probleme ridicate de aplicarea pe scară industrială a acestor procedee ; orientarea în viitor a cercetărilor.

CERCETĂRI DE RECUPERARE PRIN FLOTAȚIE A CLINCHERELOR DE LA CUPTOARELE WÄLZ

(colectiv : ing. **P. Rosinger**, ing. **S. Dima**, ing. **Lucia Iliescu** și tehn. **Atena Dragomirescu**).

Referatul prezintă cercetările în fază de laborator și pilot executate în vederea recuperării prin flotație a cuprului prezent în clincherele de la cuptoarele Wälz.

În laborator, lucrîndu-se pe o probă de clincher provenită din producția curentă avînd un conținut de circa 0,85% cupru, prin flotație cu un colector sulfhidric (xantat etil), s-a obținut un concentrat de cupru cu circa 15% cupru, la recuperare de circa 66% cupru.

În faza pilot, cercetările s-au executat pe două probe din producția curentă și din halda veche (de circa 5—10 mm). Proba de clincher din producția curentă a avut circa 0,85% cupru și cea din halda veche 1,15% cupru.

Atît conținutul concentratului cuprifer, cît și recuperarea în cupru obținute din proba de clincher din producția curentă, au fost mult superioare celor obținute din proba de clincher din haldă.

CERCETĂRI PENTRU VALORIFICAREA SUPERIOARĂ A MINEREURILOR DE MANGAN DIN R.P.R.

(colectiv : ing. **D. Mihai** și tehn. **Cepraga Dochița**).

În prima etapă a cercetării, din anul 1963, în cadrul ICEMIN s-a atacat pentru prima dată în țară problema valorificării pe cale chimică a minereurilor de oxizi și carbonați de mangan de la Vatra Dornei.

Experimentînd metode preconizate de practica mondială și adaptîndu-le la caracteristicile minereului de la Vatra Dornei, s-a stabilit metoda cea mai adecvată din punct de vedere economic, al randamentului de extracție și al calității produsului obținut. Această metodă constă în principal, din utilizarea acidului sulfuric și piritei în anumite condiții.

În a doua etapă de cercetări, din anul 1964, lucrările au fost continuate în următoarele direcții :

— definitivarea tehnologiei pentru oxizii și carbonații de mangan, prin stabilirea de parametri optimi de aplicare în condițiile cele mai economice ;

— extinderea cercetărilor asupra silicaților de mangan ce se găsesc în diferite regiuni ale țării, în scopul stabilirii unei metode de prelucrare ce poate fi aplicată în condiții economice acceptabile.

La sfîrșitul simpozionului tov. director V. Scripăț a tras concluziile arătînd că lucrările au fost fructuoase, permițînd asistenței să ia cunoștiință de cîteva din problemele importante de cercetare din industria minieră.

*

Consiliul local sindical — Petroșeni, comisia inginerilor și tehnicienilor și Stația de cercetări pentru securitatea minieră filiala ICEMIN-Petroșeni au organizat în ziua de 1 august 1964 în sala de festivități a C.C. V.J. din Petroșeni în cinstea celei de-a XX-a aniversări a eliberării patriei un simpozion cu tema : „15 ani de activitate a S.C.S.M. în domeniul tehnicii securității în industria minieră".

Au participat cadre de conducere din M.M.E.E., cercetători științifici din institutele de cercetări, ingineri și tehnicieni din întreprinderile miniere din țară.

După un cuvînt introductiv al tov. ing. **V. Scripăț**, directorul ICEMIN, a vorbit tov. ing. **R. Băltărețu**, director adjunct științific, care a arătat drumul parcurs de stația de cercetări pentru securitatea minieră din Petroșeni de la modestele începuturi și pînă la situația de azi, cînd abordează probleme importante din toate domeniile tehnicii securității din industria minieră, prezentînd comunicarea: **Realizările, stadiul actual și perspectivele cercetărilor în domeniul tehnicii securității în industria minieră din R.P.R.**

Programul simpozionului a cuprins următoarele referate:

1. RAȚIONALIZAREA AERAJULUI UNEI MINE DE CĂRBUNI DE ADÎNCIME MARE CU DEGAZĂRI INTENSE DE METAN — EFECTE ECONOMICE ȘI DE SECURITATE A MUNCII (colectiv: ing. **N. Jugureanu,** ing. **R. Băltărețu,** ing. **Gr. Coculescu,** ing. **N. Oprea,** ing. **Rozalia Iușan** și ing. **N. Costîngioară).**

2. CONTRIBUȚII LA MĂRIREA SECURITĂȚII LUCRĂRILOR DE ÎMPUȘCARE ȘI REDUCEREA CONSUMURILOR SPECIFICE DE EXPLOZIVI PRIN INTRODUCEREA PE SCARĂ INDUSTRIALĂ A REȚETELOR NOI DE EXPLOZIVI. (colectiv: ing. **S. Tat,** ing. **I. Tomuș,** ing. **I. Ileanu,** ing. **R. Crăciun** și ing. **V. Ciriperu).**

3. CONSIDERAȚII ASUPRA PARAMETRILOR DE ANTIGRIZUOZITATE A EXPLOZIVULUI A. G. (colectiv: ing. **N. Jugureanu** chim. **I. Dimoftache** și chim. **S. Bumbăcescu).**

4. PROTECȚIA ÎMPOTRIVA ELECTROCUTĂRII PRIN LEGAREA LA PĂMÎNT A INSTALAȚIILOR ELECTRICE (colectiv: ing. **A. Manea** și ing. **T. Loy).**

5. O NOUĂ INSTALAȚIE PENTRU CERCETAREA MIJLOACELOR INDIVIDUALE DE PROTECȚIE CONTRA PRAFULUI SILICOGEN (colectiv: ing. **M. Pătrașcu,** ing. **M. Coculescu** și ing. **P. Bitir).**

6. REGLAREA PROTECȚIEI ELECTROTERMICE ÎN REȚELE MINIERE SUBTERANE DE JOASĂ TENSIUNE (colectiv: ing. **N. Oprea** și ing. **I. Sabatin).**

7. METODE MODERNE DE DETERMINARE A CONȚINUTULUI DE GAZE ȘI A INDICELUI DE CEDARE A GAZULUI DIN CĂRBUNE (colectiv: ing. **N. Jugureanu** ing. **D. Ionescu** și ing. **E. Mureșan).**

8. PERSPECTIVE DE APLICARE A TEHNICII MODERNE ÎN LUPTA CU FOCURILE ÎN MINELE DIN VALEA JIULUI (colectiv: ing. **S. Niță,** ing. **C. Cărăvan,** ing. **Al. Dicu,** ing. **C. Dascălu** și ing. **Al. Popescu).**

9. UN NOU DOMENIU DE ACTIVITATE LA S.C.S.M.: „SALVAREA MINIERĂ" (colectiv: ing. **I. Focșa,** ing. **R. Băltărețu,** și ing. **N. Siia).**

10. CAZUL PARTICULAR AL UNUI INCENDIU SUBTERAN CU EXPLOZII SUCCESIVE DE METAN (colectiv: ing. **R. Băltărețu,** ing. **I. Focșa** și ing. **N. Costîngioară).**

Ing. **Vasile Bădescu**

Recenzii

F. SAVIN și I. CISMAȘ. **Geologie pentru muncitorii din industria extractivă.** Editura tehnică, București, 1964.

Elaborarea unei lucrări care să trateze toate problemele geologiei moderne și care să poată fi citită, înțeleasă și folosită în munca practică de masele largi de muncitori din industria extractivă, reprezintă o sarcină grea, deoarece unei asemenea lucrări i se cere, pe de o parte, să trateze problemele fără simplificări și schematizări care să denatureze adevărul științific, iar pe de altă parte, trebuie să se țină seamă și de faptul că lucrarea se adresează unor cititori care nu au studii de specialitate.

Apreciem că la elaborarea manualului „Geologia pentru muncitorii din industria extractivă", autorii și-au dat seama de cerințele de bază pentru o asemenea lucrare tratînd problemele clar, folosind un material grafic bogat și exemple bine alese, îndeosebi de la noi din țară. Este adevărat că lucrarea conține și mulți termeni științifici și tehnici (denumiri de minerale, de roci, fenomene chimice, fizice, geologice etc.), dar acest lucru, în afară de faptul că este necesar pentru a nu scădea nivelul cărții la simplă lucrare de popularizare a geologiei, considerăm că este bine făcut, avînd în vedere pregătirea din ce în ce mai bună a muncitorilor noștri.

După prezentarea cunoștințelor generale asupra pămîntului (forma, dimensiunile, originea, presiunea și temperatura din interiorul lui etc.), sînt descrise pe larg și metodic mineralele și rocile care alcătuiesc scoarța pămîntului.

Părțile teoretice ale mineralogiei sînt tratate succint; autorii descriu pe larg o gamă suficient de largă de minerale. Descrierile sînt însoțite de figuri și planșe colorate. La fiecare mineral se arată și zăcămintele sau ivirile în care se găsește la noi în țară.

După descrierea mineralelor, este prezentată formarea, compoziția mineralogică, clasificarea și descrierea celor trei categorii de roci: magmatice, sedimentare și metamorfice. Autorii prezintă figuri bine alese, fac localizări în țara noastră și arată importanța economică a diferitelor roci.

Problemele geologiei dinamice (formarea munților, cutremurele, acțiunea modificatoare a apei, vîntului, gheții etc.), precum și problemele de tectonică sînt prezentate clar, punîndu-se accentul pe partea practică a acestor fenomene.

În capitolul privind geologia istorică, autorii pun accentul pe descrierea diferitelor viețuitoare și pe evoluția vieții pe pămînt de-a lungul timpului, ceea ce face ca lectura lui să fie deosebit de atractivă.

Capitolul următor cuprinde o privire de ansamblu asupra geologiei țării noastre.

Zăcămintele de substanțe minerale utile sînt tratate în trei subcapitole: zăcăminte metalifere, nemetalifere și roci utile; zăcăminte de cărbuni; zăcăminte de petrol și gaze.

Fiecare subcapitol tratează conținutul noțiunii de zăcămînt, clasificarea zăcămintelor, formarea lor și o descriere suficient de largă a zăcămintelor din țara noastră.

Descrierea este însoțită de figuri sugestive. Se prezintă datele și aprecierile cu caracter economic.

Ultimul capitol al cărții se referă la metodele de cercetare geologică, descriindu-se metodele și lucrările de prospecțiune și cele de explorare.

Considerăm că această lucrare va aduce o contribuție la ridicarea nivelului cunoștințelor muncitorilor mineri, atît de la minele de minereuri cît și de la minele de cărbuni, a muncitorilor petroliști și a celor de la lucrările geologice de prospecțiune și explorare.

Avînd în vedere conținutul și nivelul lucrării, recomandăm această lucrare tuturor maiștrilor și tehnicienilor din industria extractivă. De asemneea, lucrarea poate fi utilizată cu mult folos ca manual pentru cursurile de calificare a muncitorilor și maiștrilor.

Ing. **P. Rebreanu**

DOCUMENTARE

Rjevski, V. V. ş.a. : **Folosirea maşinilor electronice de calcul pentru determinarea volumului lucrărilor miniere la zi.** Gornîi Jurnal, nr. 10, oct. 1963, p. 3—8.

Pentru simplificarea calculelor şi a proiectării lucrărilor miniere la zi, în ultimul timp au fost introduse pe scară largă maşini electronice de calcul. Se descrie metoda de folosire a acestor maşini pentru calculul lucrărilor miniere de exploatare la zi în zăcămintele orizontale şi slab înclinate. Se examinează, printre alte exemple, şi cazul deplasării în paralel a frontului de lucrări miniere, aplicat atunci cînd se folosesc în exploatare excavatoare cu rotor şi transportoare cu bandă. Ca date iniţiale se folosesc materialele geologice cum ar fi planurile de izogrosimi, de izohipse ale coperişului zăcămîntului, planul topografic al regiunii şi datele miniero-geologice ale zăcămîntului. Planul exploatării la zi se împarte într-o serie de faze prin linii paralele, conform planului topografic de dezvoltare a lucrărilor miniere. Se calculează media pentru fiecare linie care reprezintă grosimea şi cotele coperişului zăcămîntului, cotele culcuşului, precum şi lungimea frontului din coperiş şi la suprafaţă. Se calculează volumul substanţei minerale extrase în fiecare fază. Apoi, în funcţie de valorile volumelor de exploatare se determină coeficienţii curenţi şi medii de descopertare.

În exemplele descrise s-a folosit maşina de calcul Ural-2 care permite utilizarea a 3 000 de numere pe secundă. Cu ajutorul acestei maşini s-a efectuat analiza regimului lucrărilor miniere, determinarea conţinutului mediu al componentului util şi conturarea carierei.

Tabakman, I. B. : **Studiul regimului lucrărilor la zi cu ajutorul maşinilor electronice de calcul.** Gornîi Jurnal, **138**, nr. 10, oct. 1963, p. 9—12.

La studiul regimului lucrărilor la zi, s-a folosit maşina de calcul Ural, pentru cazul exploatării corpurilor de minereuri cu înclinare foarte mare. Informaţiile introduse în maşină reprezentau condiţiile de zăcămînt, caracteristica cantitativă a minereurilor şi parametrii principali ai metodei de exploatare. Programul de calcule a fost întocmit în aşa fel încît determinarea volumelor extrase în contururile exploatării precum şi determinarea înaintării lucrărilor în rocile din coperiş şi din culcuş, să poată fi efectuate independent. Calculul diferitelor volume de extragere s-a făcut pe faze, considerîndu-se că lucrările au avut maximum de intensitate. Se descrie metoda de lucru aplicată, se dau graficele de variaţie a coeficienţilor medii de exploatare, precum şi graficul de variaţie a coeficienţilor minimi de descopertare şi a valorilor unghiurilor taluzului pentru variantele de descopertare. Folosirea acestei maşini permite calculul pe faze al volumelor de minereu şi de debleiere în termenul cel mai scurt, precum şi examinarea unui număr mare de variante de repartizare calendaristică a acestor lucrări miniere şi — în consecinţă — îmbunătăţirea soluţiilor practice de aplicat.

Osmolovschi, V. V. ş.a. : **Perfecţionarea planificării şi stimularea cointeresării materiale a lucrătorilor din industria minieră.** Gornîi Jurnal, **138**, nr. 10, oct. 1963, p. 22—24.

Se examinează şi se fac recomandări în legătură cu propunerea făcută de A. V. Baronenkov în ce priveşte stabilirea pentru întreprinderi a planului după doi indicatori principali şi anume : volumul de producţie la care se ţine seamă de calitatea ei şi lucrările miniere efectuate, precum şi preţul de cost al minereului extras.

Oganov, G. M. : **Cu privire la parametrii judicioşi ai forajului cu sapa cu role.** Gornîi Jurnal, **138**, nr. 10, oct. 1963, p. 25—26.

În vederea reducerii turaţiei *n* şi măririi momentului de rotaţie *M*, au fost executate cercetări la mai multe institute de specialitate. Se descriu lucrările executate la combinatul IUGOK, la forarea găurilor de împuşcare, folosindu-se diverse raporturi **M/n**. Forarea s-a făcut în cuarţite feruginoase cu tăria de 8—14 după scara Protodiakonov. După fiecare 7,5—8 m de foraj, sapa era extrasă şi supusă cercetărilor. Într-un exemplu concret, descris, cu ajutorul unei sape avînd turaţia de 375 rot/min s-au forat 44 m, cu viteza medie de 19 m/h, iar cu o altă sapă avînd turaţia de 325 rot/min s-au forat 47 m în 2,1 ore, realizîndu-se o viteză medie de 22,3 m/h. S-a constatat că prin creşterea raportului **M/h**, viteza de înaintare pe sapă creşte sensibil. Totodată, s-a constatat ca judicioasă mărirea momentului de rotaţie, a apăsării axiale, reducerea vitezei de rotaţie a sapei concomitent cu creşterea siguranţei de funcţionare a mecanismului de transmisie a eforturilor axiale şi de rotaţie. Creşterea raportului **M/n** contribuie la îmbunătăţirea indicilor tehnico-economici ai forajului, iar reducerea turaţiei sapei şi mărirea presiunii axiale va permite mărirea stabilităţii sapei şi a vitezei mecanice de foraj.

Dronov, N. V. : **Studiul caracterului de evacuare a minereului printr-o pîlnie situată la capătul panoului.** Gornîi Jurnal, **138**, nr. 10, oct. 1963, p. 27—31.

Exploatarea minereurilor după metoda tăierii lor într-un mediu comprimat prezintă avantajul fărîmiţării minereului şi, ca urmare, creşterea cantităţii evacuate de minereu. În acest sens, la Institutul de mine Skocinski a fost elaborată o metodă după care minereul este evacuat prin pîlnii situate la capătul panoului de exploatare. În încercările care au precedat elaborarea metodei s-au folosit modele cu ajutorul cărora s-a urmărit caracterul de evacuare a minereului. S-a acordat o atenţie deosebită conţinutului procentual al fracţiunilor de material şi identităţii dimensiunilor care să corespundă celor din natură. Totodată, materialele alese au avut aceleaşi unghiuri de taluz natural şi în modelul folosit. Drept minereuri s-a folosit magnetită cu proprietăţi feromagnetice, cu următoarea compoziţie granulometrică : +2—8 mm (35%), +8—15 mm (30%), +15—20 mm (20%) şi + 20—40 mm (15%). Drept gangă s-au folosit materiale de granulozitate analogă, dar care nu posedau proprietăţi feromagnetice. Pentru obţinerea pîlniilor de evacuare s-a folosit un perete orizontal mobil, prin deplasarea căruia se obţinea pîlnia respectivă. Pe baza cercetărilor efectuate cu acest minereu, se recomandă ca unghiul de înclinare al stratelor tăiate să fie de 75—78 grade, pasul de surpare a coperişului — 1,2—1,5 m, grosimea stratelor 2,5—5,0 m, înălţimea de lucru într-un panou 10—25 m, şi unghiul de înclinare a stratelor tăiate în coperiş de 85—90 grade. Se prezintă sub formă de grafice relaţiile între diferiţi parametri de exploatare, în funcţie de diluarea minereului, pasul de surpare, înclinarea stratului, grosimea stratului şi înălţimea panoului.

Gordon, S. B. ş.a.: **Generalizarea experienţei săpării buncărelor subterane în bazinul Krivoi-Rog.** Gornîi Jurnal, 138, nr. 10, oct. 1963, p. 32—36.

Săparea buncărelor subterane este legată, în genere, de dificultăţi mari. În bazinul Krivoi Rog există mai multe procedee de săpare a acestor buncăre. Printre acestea se descriu: săparea prin puţul principal, folosindu-se o maşină de extracţie provizorie, care se aplică de obicei după ce săparea unui puţ a fost terminată de sus în jos; apoi săparea buncărului prin puţul principal, folosindu-se maşina permanentă de extracţie — procedeu care se aplică la deschiderea de mine noi, după ce a fost terminată săparea puţului şi s-a montat turnul permanent şi s-a pus în exploatare extracţia cu colivii sau schipuri; săparea buncărului printr-o galerie spre camerele în care se amplasează dispozitivul de încărcare, independent de săparea puţului; săparea printr-un suitor auxiliar, dintr-un orizont inferior; săparea buncărului printr-o galerie spre camerele în care se amplasează dispozitivul de încărcare, concomitent cu adîncirea puţului şi săparea buncărului prin procedeu combinat, de obicei condiţionat de termenul de pregătire a orizontului. Se constată că procedeele cele mai eficiente de săpare a buncărelor sînt procedeul de săpare prin puţul principal, ca fiind cel mai rapid şi procedeul de săpare printr-o suitoare auxiliară de pe orizontul inferior, ca fiind cel mai ieftin, precum şi combinaţia între ele. Se descriu procedeele, se dau cîteva cazuri concrete de aplicare a lor şi se fac recomandaţii de înlăturare a deficienţelor la celelalte procedee examinate.

Nurok, G. A.: **Transportul hidraulic al sterilului de la excavatoare şi formarea hidraulică a haldelor la cariera Lebedinskoe din regiunea anomaliei magnetice Kursk.** Gornîi Jurnal, 138, nr. 10, oct. 1963, p. 39—46.

Instalaţia folosită pentru transportul hidraulic al sterilului se compune dintr-un buncăr mobil cu alimentator oscilant care primeşte sterilul de la excavator, un transportor cu bandă sau un elevator hidraulic, un amestecător mobil prevăzut cu o platformă de amestecare, o staţie mobilă de pompe tip ZGM-2 m, o staţie de pompare 12R-7, conductă pentru apă şi conductă pentru tulbureală cu diametrul de 450 mm şi o staţie de pompe 14NDS. Caracteristicile tehnice ale instalaţiei sînt: debitul, 350 m^3 de steril/h; consumul specific de apă, 3—4 m^3/m^3; presiunea apei, 1,5—2 at; consumul specific de energie electrică, $5kWh/m^3$; distanţa de transport, 5 km. Această instalaţie a fost îmbunătăţită şi aplicată la excavatoarele EŞ 14/75. Pe baza modificărilor aduse, noua instalaţie are productivitatea de 800 m^3/h de steril, iar buncărul adaptat acestei instalaţii are dimensiunile de $10 \times 12 \times 5{,}5$ m. Se descrie tehnologia folosirii acestei instalaţii, se dă schema de transport hidraulic al sterilului de la excavatoarele EŞ 14/75, schemele de transport hidraulic în cazul exploatării unei trepte prin intrînduri transversale şi formulele respective de calcul. Totodată se descrie încă o instalaţie de transport hidraulic folosită pentru formarea haldelor, se dă schema tehnologică a lucrărilor şi caracteristicile tehnice ale instalaţiei.

Popov, V. M.: **Sistemele de control la distanţă şi telemecanic al funcţionării instalaţiilor miniere.** Gornîi Jurnal, 138, nr. 10, oct. 1963, p. 46—50.

Pentru automatizarea controlului de la distanţă şi telemecanic al funcţionării instalaţiilor miniere se folosesc în special transmisiile electrice care prezintă ca avantaje: compactitatea, greutatea redusă, informaţiile asupra sarcinii dispozitivului de acţionare electrică, afluenţa apelor de mină în orizonturile principale, controlul depresiunii şi consumul de aer al instalaţiilor de ventilatoare. Printre aceste instalaţii se descrie transmisia la distanţă cu selsin — folosită pentru măsurarea nivelului apei în colectoare — controlul unghiului de rotaţie al vanelor, controlul deschiderii registrelor, precum şi al altor parametri ai instalaţiilor miniere.

Se descrie apoi un sistem de convertizor de inducţie pentru măsurarea la distanţă a presiunii apei şi a aerului comprimat. Acest sistem foloseşte un traductor cu manometru pentru măsurarea presiunilor pînă la 30 kgf/cm^2. Sistemul convertizor cu selsin, folosit pentru determinarea nivelului apei în colectoare, foloseşte dispozitivul DSU-1. Se descriu aceste dispozitive, modul lor de funcţionare şi se dau schemele respective.

Tarasevici, V. G. ş.a.: **Aparataj de protecţie a instalaţiilor de extracţie.** Gornîi Jurnal, 138, nr. 10, oct. 1963, p. 51—52.

La Institutul de automatizare a instalaţiilor staţionare KUZNIUI şi la Institutul de automatizare de pe lîngă Comitetul de Stat al Planificării al R.S.S.U., a fost elaborat un aparataj de protecţie al instalaţiilor de extracţie contra deformarii intinderii cablului. Din încercările efectuate s-a constat că acest aparataj corespunde întru totul cerinţelor impuse. Aparatajul serveşte pentru verificarea stării ghidajelor la puţ, ridicarea caracteristicilor dinamice ale instalaţiei de extracţie, verificarea curbelor de descărcare, alegerea valorilor optime de acceleraţie etc. Totodată, acest aparataj asigură controlul asupra poziţiei normale a vaselor de extracţie, semnalizarea automată în caz de accidente şi controlul temperaturii lagărelor de motete. Se descrie funcţionarea şi construcţia aparatajului, se dau schemele respective şi indicaţiile practice pentru folosirea lui.

Karmazin, V. I. şi Denisenko, A. I.: **Automăcinarea corneenelor magnetitice din bazinul Krivoi-Rog.** Gornîi Jurnal, 138, nr. 10, oct. 1963, p. 54—56.

La catedra de preparare a substanţelor minerale utile de la Institutul minier din Dnepropetrovsk au fost efectuate experienţe comparative asupra măcinării corneenelor magnetitice din Krivoi-Rog. Minereul şi concentratul obţinut de la preparare au fost măcinate în mori cu tamburi cu dimensiunile de 300×150 şi 445×425 mm, cu bile de oţel şi bucăţi de minereu de fracţiune mare. La măcinarea materialului în moara cu dimensiunile de 300×150 mm s-a folosit drept mediu de măcinare fracţiunea de minereu 13—50 mm, iar în moara de 445×425 mm, fracţiunea de 25—75 mm. Greutatea bilelor în ambele mori a fost aceeaşi. Din experienţele efectuate a rezultat că bilele de oţel pot fi înlocuite cu bucăţi din material de măcinare pentru corneene magnetitice cu dimensiunile pînă la 0,071 mm. Folosind măcinarea fără bile, selectivitatea măcinării se îmbunătăţeşte datorită modulurilor apropiate de elasticitatea grăunţilor de măcinare şi a celor măcinaţi, precum şi datorită fărîmiţării lor pe suprafeţele de contact şi a celor de clivaj. Folosirea corneenelor drept corpuri de măcinare permite mărirea randamentului de concentrate superioare şi reducerea proporţiei de steril.

Meaci, T. T. şi Samoilov, I. G.: **Studiul preparării chimice a şlamurilor de mangan.** Gornîi Jurnal, 138, nr. 10, oct. 1963, p. 56—58.

Pe baza unor cercetări de laborator din care a rezultat că şlamurile de mangan constituie o materie primă bună pentru extragerea manganului prin procedee chimice, se prezintă rezultatele folosirii bioxidului de sulf în acest scop. Dizolvarea şlamurilor se face în nişte reactoare prevăzute cu amestecătoare. Drept reactiv se foloseşte ditionatul de calciu (CaS_2O_7). În cazul excesului de ditionat de calciu, sulfaţii precipită, formînd ditionat de mangan şi acid ditionic.

Se dau formulele reacțiilor chimice, diagramele după care se produce dizolvarea șlamurilor de mangan de către bioxidul de sulf, precipitarea manganului cu ajutorul reactivilor și rezultatele referitoare la extracția de mangan din șlamuri.

Semioșko, V. M. și Goldberg, I. S.: **Prepararea secundară prin flotație a concentratelor de mangan, sorturile II și III.** Gornîi Jurnal, **138**, nr. 10, oct. 1963, p. 58—61.

Pentru reducerea sorturilor inferioare de concentrate de mangan, precum și pentru reducerea fosforului din concentrate de calitate superioară, s-a aplicat procedeul de flotație cu ajutorul unei instalații cu capacitatea de 120 kg/h. Materialul a fost pregătit pentru flotația colectivă prin măcinare în două faze. Drept colector s-au folosit ulei de pin, spumanți în soluție apoasă. Prin aplicarea acestui procedeu de preparare secundară prin flotație, conținutul de mangan în concentrat a crescut pînă la 50—51% față de 44—45% și cel din reziduuri s-a redus de la 14—15 pînă la 3,5—4%.

Lugovski, S. I. și Demciuk, G. K.: **Caracterizarea minelor din punctul de vedere al dificultăților și al eficienței de aeraj.** Gornîi Jurnal, **139**, nr. 10, oct. 1963, p. 61—67.

S-au efectuat cercetări care au avut ca scop modificarea procedeului de a împărți minele din punctul de vedere al dificultății și al eficacității de aeraj, în funcție de valoarea orificiului echivalent. Pe baza acestor cercetări s-a constatat că minele trebuie clasificate în trei categorii, și anume: de aeraj eficient, aeraj neeficient, și slab aerate. Valoarea orificiului echivalent trebuie să fie determinată ținîndu-se seama de pierderile de aer care pot fi calculate după formula prezentată în articol. Se dau diagramele de influență a pierderilor de aer prin zona de surpare asupra valorii orificiului echivalent, formulele de calcul și se descriu cîteva cazuri concrete din practică.

Meyer, F.: **Abatajul frontal cu surpare la mina de minereu de fier Karl din Geislingen (Steige) cu întrebuințarea transportoarelor blindate și a plugului de încărcare a minereului.** Erzmetall, **14**, nr. 10, oct. 1963, p. 514—519.

La o exploatare de minereu de fier oolitic, după ce s-a executat operația de perforare și împușcare în abatajul frontal, s-a folosit pentru evacuarea minereului un transportor cu raclete blindat, de același tip ca în minele de cărbuni. În timpul operației de împușcare a găurilor de mină, transportorul era protejat cu plăci, care erau trase după împușcare cu ajutorul unei casmale; 40—50% din minereul împușcat cădea astfel pe transportor și era evacuat în galerie. Restul de minereu căzut lîngă transportor era încărcat în acesta în mod mecanic cu ajutorul unui plug, prevăzut cu un cîrlig de smulgere, cu două capete. După evacuarea minereului s-au răpit stîlpii de susținere și abatajul s-a surpat. S-a realizat prin acest procedeu o mărire a productivității cu 10 t/post față de încărcarea manuală. Se dau date asupra puterii necesare și a uzurii utilajului. Prin aplicarea acestui procedeu timp de trei ani, s-a dovedit că metodele din minele de cărbuni pot fi aplicate uneori cu succes și la minereuri.

Dorstewitz, U. E.: **Întrebuințarea unei combine cu valțuri la mina de minereu de fier „Kleiner Johannes".** Erzmetall, **14**, nr. 10, oct. 1963, p. 520—521.

Mina de minereu de fier este exploatată prin abataje frontale lungi de circa 80 m, folosind ciocane de abataj și uneori, cînd minereul este mai tare, explozivi. La această mină s-a făcut timp de șase luni o încercare de a se întrebuința la tăierea minereului combina cu tamburi tip Eickhoff W SE IV, cu tamburul suspendat. S-a realizat în două schimburi de tăiere pe zi o înaintare de 2,20 m, al treilea schimb fiind destinat pentru răpirea susținerii. S-au obținut productivități de 35 t/post față de 15 t/post la extragerea manuală, însă uzura utilajului este mai pronunțată decît la cărbune. In schimb gradul de mecanizare este mai mare.

Kunze, F.: **Studii de organizare a transportului subteran.** Schlägel und Eisen, nr. 100, oct. 1963, p. 675—684.

Una din sarcinile principale ale secțiilor care se ocupă cu organizarea exploatării este studiul transportului pe galeriile principale și de aceea s-a căutat să se prezinte problemele acestui transport atît în R.F.G. cît și în alte țări. Pentru a ilustra modul în care astfel de probleme pot fi rezolvate cu ajutorul studiilor de organizare, se dau trei exemple de astfel de studii, din care două se referă la transportul cărbunelui din abataje și unul la transportul pe galerii principale, prezentîndu-se înregistrările, diagramele și calculele respective, precum și programările trenurilor astfel ca să se realizeze un flux optim de transport. Se ajunge la concluzia că acest flux optim nu se poate realiza decît prin intercalarea de silozuri-tampon și rampe de încărcare-descărcare între diferitele circuite de transport.

* * * **Troliul de acționare la transportul cu monoșină în subteran.** Mining Journal, **261**, nr. 6689, nov. 1963, p. 410—411.

Recent s-au construit două tipuri de trolii pentru transport cu monoșină (un tip de 16 sau 23 kW și altul de 23 sau 40 kW). Ambele sînt acționate electric sau pneumatic. Comanda troliului, fie pe loc, fie de la distanță, se poate realiza pneumatic, electric sau electro-hidraulic. Tipul de 40 kW a fost folosit în galerii principale de transport, de peste 1,6 km lungime și cu declivități de maximum 1/2. Cuplul motor este transmis la un angrenaj planetar, prin curea. În funcție de forța de frînare, viteza se poate regla continuu, de la zero la valoarea maximă. Pentru un diametru al roții cablului de 800 mm, viteza acestuia este 1,2—1,5 m/s, iar prin montarea unei roți de 1 000 mm diametru se realizează viteze de 1,7—1,9 m/s. Tensiunea cablului este asigurată de către un sistem cu acțiune automată.

Enyedy, G.: **Bazele teoretice ale fracturării hidraulice aplicate la exploatarea prin disoluție a zăcămintelor de săruri.** Engineering and Mining Journal, **164**, nr. 10, oct. 1963, p. 75—79 și 87.

Metoda fracturării hidraulice folosită în exploatările petrolifere poate fi aplicată și la zăcămintele salisfere, reducînd durata punerii lor în producție de la doi ani la numai cîteva luni. În cadrul metodei, se forează pînă la baza zăcămîntului de sare două sonde, amplasate la cel puțin 152 m distanță una de alta. Printr-una din sonde se injectează apă sub presiune, pînă ce apa își face loc și pătrunde în cealaltă sondă, prin care începe să curgă soluție saturată de sare, cu debitul de peste 1 140 l/min. Fenomenul poate fi accelerat alternînd funcția celor două sonde. Se succed, astfel, trei faze: fracturarea, în care presiunea de pompare este maximă; dezvoltarea fracturii, la presiune constantă; exploatarea, în decursul căreia presiunea este constantă și minimă. Pe baza unor încercări pe teren și recurgîndu-se la un model ideal, se prezintă o analiză matematică a primei faze de aplicare a metodei, faza de fracturare hidraulică.

Crockner, I. şi Bunting, S. : **Tendinţe actuale în domeniul măcinării autogene.** Canadian Mining and Metallurgical, Bulletin, **56,** nr. 618, oct. 1963, p. 790—796.

În domeniul măcinării autogene, metodele de lucru sînt foarte variate. Măcinarea se efectuează în mediu uscat, procedîndu-se şi la o clasare pneumatică sau în mediu umed, cu apă ori cu o soluţie. Metodele de măcinare umedă, mai des aplicate, se pot grupa în trei categorii : cele de măcinare autogenă primară a materialului, cele de măcinare secundară, sau semiautogenă, cele combinate, în care materialul rezultat din măcinarea primară este folosit ca mediu pentru măcinarea fină în morile secundare. Se descriu unele instalaţii aparţinînd categoriilor enumerate stăruindu-se mai mult asupra celor în care se aplică metodele combinate.

Irwin, John K. : **Maşină de extracţie deservind mai multe orizonturi.** Mining Engineering, **15,** nr. 10, oct. 1963, p. 51—54.

Se descrie o maşină de extracţie cu fricţiune cu patru cabluri, care deserveşte cinci orizonturi, dar cu posibilităţi de a deservi în viitor zece orizonturi. Diametrul tobei este de 2 032 mm. Sistemul de frînare mecanică este dublu. Cablurile au 19,05 mm diametru. Acţionarea este asigurată prin motor electric de curent continuu de 125 CP la 850 rot/min, sub tensiunea de 230 V. Motorul admite o suprasarcină instantanee repetată de 175% sau o sarcină de 200% timp de un minut. Adîncimea actuală de extracţie atinge 382 m, cu perspective de extindere pînă la 772 m. Contragreutatea are 4,990 kg. Se expun conditiile de lucru ale maşinii de extracţie cu fricţiune, avantajele sale şi problemele pe care le pune exploatării. Printre acestea din urmă sînt : uzura îmbrăcăminţii tobei, egalizarea întinderilor în cabluri, alunecarea cablurilor şi efectele fluajului acestora.

Pfister, R. : **Tunelul rutier Bernhardin.** Schweizerische Bauzeitung, nr. 37, 12 sept. 1963, p. 645—651.

Tunelul rutier Bernhardin are lungimea de 6,6 km, fiind împărţit în trei aliniamente egale, racordate prin curbe cu raze de 2 000 m. La cele două extremităţi traseul cuprinde de asemenea curbe pentru a se evita orbirea de la distanţă a conductorilor de autovehicule la trecerea de la lumina artificială la lumina zilei. La distanţe de 750 m s-au prevăzut nişte laterale care permit staţionarea unui autocamion cu remorcă în exteriorul suprafeţei carosabile. Punctul cel mai înalt al traseului este la mijlocul tunelului la intersecţia unor declivităţi de 0,95% şi 0,40% dinspre cele două extremităţi, cele două pante au fost impuse de necesitatea scurgerii apelor de infiltraţie în timpul excavării tunelului de la cele două capete.

Tunelul are secţiunea transversală în formă de potcoavă cu o suprafaţă excavată de 85 m^2 şi o căptuşeală de beton de 35 cm grosime. Gabaritul de circulaţie are înălţimea de 4,85 m, iar suprafaţa carosabilă este de 7 m cu trotuare laterale de 1 m. Sub cale sînt prevăzute spaţii pentru ventilaţie, scurgerea apelor, cabluri electrice şi de telefon, iar evacuarea aerului viciat se face la partea superioară a secţiunii deasupra unui tavan de beton armat.

Bojinova, N. şi Bojinov, T. **Perforarea rotativă a găurilor de mină cu perforatoare electrice de coloană în roci tari.** Minno delo i metallurghia, nr. 10, oct. 1963, p. 13—15.

Se compară forajul percutant şi cel rotativ în roci cu **f=8—10.** Astfel, la forarea găurilor cu o lungime de 1 m cu perforatorul PM-508, viteza de perforare este de 6,85—9,55 cm/min, iar la forarea găurilor cu lungime de 0,72—1,52 m, viteza de perforare este de 15,2—20,6 cm/min.

Petersen, W. şi Mingenbach, A. **Încercări de brichetare a concentratelor de minereu de fier cu granulaţie fină.** Zeitschrift für Erzbergbau und Metallhüttenwesen, nr. 10, octombrie 1963, p. 495—504.

Perfecţionarea metodelor de preparare, precum şi exploatarea tot mai intensivă a minereurilor sărace de fier din ultimii ani au făcut ca procentul de concentrate cu granulaţie fină ce se trimit cuptoarelor înalte să fie din ce în ce mai mare. Pentru a face ca aceste concentrate mărunte să poată fi introduse în cuptoarele înalte a fost necesar ca ele să fie în prealabil brichetate, operaţie pentru a cărei reuşită s-au întreprins nenumărate încercări. Unele din aceste încercări de brichetare s-au făcut atît cu liant cît şi fără liant, reieşind că minereurile cu conţinut argilos pot fi transformate în brichete suficient de rezistente fără a fi necesar vreun adaos de liant, ceea ce însă nu se poate realiza pentru minereurile neargiloase. Încercări de a bricheta astfel de minereuri prin modificarea conţinutului de apă sau prin adaos de argilă nu s-au soldat cu rezultate ce pot fi numite economice, în afară de faptul că prin adaosurile masive de argilă necesare brichetării, atît valoarea minereului cît şi randamentul cuptoarelor scade considerabil. Încercările făcute personal de autor s-au referit la brichetarea minereurilor fără liant sau cu adaosuri pe cît posibil mici de argilă. De asemenea s-au mai făcut încercări cu mai multe feluri de minereuri de fier după metoda brichetării la temperatură ridicată atît în atmosferă reducătoare cît şi în atmosferă oxidantă. Pentru fiecare din aceste minereuri se arată apoi avantajele şi dezavantajele diferitelor metode de brichetare.

Brauckhoff, G. **Conducte de înaltă presiune pentru impregnarea cu apă a frontului în strate cu înclinare mare.** Bergbau nr. 11, noiembrie 1963, p. 375—385.

Cu creşterea intensităţii lucrului în abataje, problema prafului dăunător sănătăţii devine tot mai acută. Impregnarea cu apă a frontului este considerată astăzi ca una din metodele moderne cele mai eficace pentru diminuarea procentului de praf. Impregnarea cu înaltă presiune dă posibilitatea ca această metodă să poată fi extinsă şi la acele strate la care, din cauza durităţii şi rezistenţei lor mari, introducerea apei nu se poate face la presiune obişnuită. Instalaţiile de impregnare sub presiune înaltă necesită însă o atenţie şi o întreţinere cu totul specială. Acest lucru este valabil mai ales pentru furtunurile de înaltă presiune, montate în fronturi cu înclinare mare şi care sînt supuse la solicitări cu totul speciale. În articol se tratează o serie de astfel de probleme care se pun la montarea şi întreţinerea furtunurilor de înaltă presiune în strate cu înclinare mare. Prin observaţii efectuate asupra mai multor instalaţii de acest fel s-a putut constata care sînt dificultăţile ce se întîmpină cel mai frecvent precum şi cauzele care provoacă aceste dificultăţi. Rezolvarea cu succes a acestor probleme a permis ca introducerea metodei de impregnare cu apă a fronturilor de abataj în strate cu înclinare mare să se poată face cu siguranţă deplină de funcţionare.

Peşkov, V. I. şi Aksanov, Ş. I. **Rezultatele încercărilor industriale ale maşinii de forat automatizată BS-80 cu dimensiuni mici.** Gornîi Jurnal, **138,** nr. 9, sep. 1963, p. 55—56.

Maşina de forat BS-80 este destinată pentru forajul găurilor de sondă orizontale sau înclinate de jos în sus de 60 şi 105 mm diametru la adîncime de 15—30 m în roci tari şi în condiţiile de subteran. Acţionarea maşinii BS-80 este electropneumatică. Ea se fixează în poziția de lucru pe o coloană telescopică. Cu ajutorul unui vinci manual, se obține înălțimea dorită a mașinii pe coloana de susținere. Încercările industriale efectuate au arătat că indicatorii tehnico-economici ai mașinii BS-80 sînt net superiori celor care se obțin cu tipul vechi de mașină de forat BA-100.

Kelsall, D. F.: **Domeniul de utilizare a cicloanelor în hidrometalurgie.** Mining Engineering, 15, nr. 10, oct. 1963, p. 60—64.

Pe lîngă utilizările în clasarea și concentrarea particulelor foarte fine în medii dense, cicloanele mai pot fi folosite la controlul circuitelor de măcinare, disoluția solidelor în circuit închis, înlăturarea solidelor abrazive din apele pompate din mină, separări de faze lichid-lichid, limpezirea apelor cu suspensii. Se discută aceste moduri de utilizare, propunîndu-se unele scheme de amplasare a cicloanelor în circuitele respective. O realizare recentă o constituie montarea în serie a două pînă la cinci cicloane, pentru analize granulometrice. Un ciclon are 76 mm diametru și este prevăzut cu un conteiner montat la vîrf. Limpezitul de la fiecare ciclon trece la cel următor. Se pot clasa granulometric particule foarte fine, de 5—50 microni, în timp de 10 minute.

Merkel, H.: **Rezultate noi obținute în exploatarea cu combine „continuos miner” la săparea galeriilor.** Glückauf, 99, nr. 24, 20 nov. 1963, p. 1 321—1 326.

Această combină, în greutate de circa 16 t, este echipată cu șapte motoare electrice, cu o putere totală de 175 kW din care 73,5 kW la motoarele pentru tăiere. Transportorul cu raclete din spatele mașinii este acționat de două motoare de 5,6 kW. Galeriile săpate cu această combină sînt susținute cu cadre de oțel. Cărbunele tăiat este descărcat prin intermediul unui transportor blindat cu raclete, pe un transportor cu bandă de cauciuc de 800 mm lățime. Aerajul se face refulant prin burlane de aeraj, cu diametrul de 600—800 mm, din material plastic. S-au consumat în medie 1,71 cuțite de combine la fiecare metru de galerie săpată. S-a obținut o viteză maximă de săpare de 81 m/zi, iar în medie 20 m, precum și o productivitate de 4,5 t/post. Totuși, folosirea acestei combine ca mașină de abataj este limitată la strate cu grosimea cuprinsă între minimum 1,25 m și maximum 2,3 m.

Trösken, K.: **Rezultatele obținute cu combinele de săpare a galeriilor în regiunea Ruhr și în alte țări miniere.** Glückauf, 99, nr. 24, 20 nov. 1963, p. 1 327—1 341.

Combinele pentru săparea galeriilor se împart în două grupe. Cele din prima grupă sînt destinate pentru tăierea cărbunilor și a rocilor moi cu rezistență pînă la 400 kgf/cm². La roci cu rezistențe mai mari, organele de tăiere ale acestor combine nu dau rezultat, deoarece viteza de tăiere a tăișurilor din metale dure și apăsarea necesară nu se mai află într-un raport just față de roca care trebuie să fie tăiată. Pentru condițiile de rocă și de zăcămînt din regiunea Ruhr s-au ales, din acest motiv, combinele de săpat galerii tip Wohlmeyer și tip Bade. Caracteristic la combina Wohlmeyer este faptul că tăișurile nu sînt apăsate, ca la celelalte combine, în direcția axei galeriei, ci perpendicular pe această axă și puțin înclinat, astfel încît roca nu trebuie să fie tăiată ci scoasă în bucăți, iar uzura tăișurilor este mult mai mică. Combina Bade este caracterizată prin faptul că are un cap de tăiere prevăzut cu role de sfredelit în loc de tăișuri, iar diametrul secțiunii de galerie tăiată este de 4 m în loc de 3 m ca la combina Wohlmeyer. Se descriu combinele, încercările efectuate cu diferite condițiuni și rezultatele obținute.

* * * **Sită vibrantă și sită cu rezonanță.** Mining Equipment, 14, nr. 11, nov. 1963, p. 11.

Sita vibrantă este menținută în echilibru printr-un sistem de contragreutăți. Cadrul înclinat se sprijină pe amortizoare de cauciuc, iar acționarea se face prin curele trapezoidale ; axul roții motoare trece prin centrul de greutate al ansamblului sitei. Forțele de echilibrare datorite sistemului de contragreutăți imprimă cadrului sitei o mișcare pe arce de cerc situate în plan vertical. Pînza sitei este tensionată longitudinal și poate fi ușor înlocuită la nevoie. Se construiesc astfel de site cu unul sau cu mai multe etaje și avînd lățimea de 762—1 981 mm, iar lungimea maximă de 5 182 mm. Ochiurile sitei sînt de 4,76—63,5 mm și debitul maxim de 350 t/h. Sita cu rezonanță este de tipul cu două mase în stare de vibrație, aflate în raportul 1/1, față de 1/3, la tipurile obișnuite. Greutatea totală este redusă și respectiv sarcina statică și cea dinamică sînt mai mici. Sita este sprijinită pe arcuri elicoidale. Acționarea se realizează prin curele trapezoidale, roată motoare și ax cu excentric. Dimensiunile maxime ale sitei sînt de 4 877×1 981 mm și debitul maxim atinge 350 t/h.

* * * **Instalație pentru curățirea benzilor transportoare.** Mining Equipment, 14, nr. 11, nov. 1963, p. 13.

Instalația, cu pulverizare de apă, curăță automat benzile transportoare aflate în mișcare. Apa sub presiune iese prin țevi prevăzute cu fante formînd o rețea de jeturi dispuse încrucișat, înclinate spre suprafața de spălat și putînd funcționa continuu sau intermitent. Consumul de apă este de 18—82 l/min. Jeturile sînt dirijate înainte și înapoi pe suprafața de spălat fie prin comandă cu excentric, fie prin ax helicoidal. Sensul mișcării este inversat automat, prin întreruptoare limitatoare de cursă. Acționarea instalației se realizează prin motor electric sau pneumatic. În ultimul caz, viteza de deplasare a jeturilor se reglează ușor prin simpla variație a presiunii aerului comprimat între 3,2 și 4,2 at. Această viteză este de 7,62—20,32 cm/minut. Cuplul motor necesar este de aproximativ 0,8 kgm.

* * * **Sistem de transport minier cu cărucioare suspendate.** Colliery Engineering, 40, nr. 477, nov. 1963, p. 444—446.

Sistemul folosește drept element, în același timp portant și motor, o țeavă de oțel de 114,3 mm diametru, care se rotește cu minimum 250 rot/min, antrenînd cărucioarele suspendate de ea cu viteza de maximum 6,5 km/h. Linia este formată din elemente de țeavă, care au lungimea mai redusă în porțiunile curbe ale traseului și sînt reunite prin două cuplaje flexibile. În general, la fiecare 400 m se află o stație de acționare, cu motor electric de 10 CP. Lungimea traseelor echipate pînă în prezent cu acest sistem este de cîte aproximativ 1 050 m, iar în unele sectoare, declivitatea maximă atinge 1/3. Se folosesc cărucioare de maximum 0,25 t capacitate, pentru una sau 2—3 persoane. În curs de experimentare se află un sistem cu cărucioare de 4 tone, pentru transportul de materiale.

Bergstrom, H. J.: **Întreținerea corectă a instalațiilor de ciuruire.** Rock Products, 66, nr. 11, nov. 1963, p. 90—94.

Se dau o serie de indicații pentru întreținerea corectă a ciururilor și sitelor vibratorii. Eșafodajele care suportă asemenea instalații vor fi dimensionate astfel ca să excludă intrarea în rezonanță cu sita. În jurul sitelor se va lăsa spațiu suficient pentru lucrări de control, întreținere și reparații, iar la capete se va prevedea un spațiu excedentar în vederea schimbării pînzelor. Este preferabilă folosirea pînzelor alcătuite din mai multe panouri, permițînd astfel înlocuirea parțială a sitei. Dispozitivul de aspersiune, la sitele cu spălare, va asigura acoperirea cu o pînză de apă a întregii site, iar jeturile vor fi dirijate spre ieșire, cu o înclinație de minimum 15°. Debitul de apă va fi de 5 l/min și m^3.

În general, toate dispozitivele anexe (alimentator, pîlnie de colectare, dispozitiv de aspersiune) vor fi separate de corpul sitei. Operațiunile de întreținere se vor executa zilnic, săptămînal sau chenzinal, în funcție de regimul la care este supusă sita. Se vor verifica regulat prinderile cu buloane sau cu suduri. Lagărele axei sînt părțile cele mai solicitate ale întregii instalații. Sporind turația axei, fără a schimba amplitudinea vibrației sau greutatea corpului care vibrează, solicitarea lagărului va crește proporțional cu pătratul diferenței de turație. Trebuie împiedicată pătrunderea prafului, a impurităților sau a corpurilor străine în lagăre. Ungerea lor se va face la intervalele prescrise în instrucțiunile de funcționare. Lagărele pot fi ușor gripate de excesul de încălzire sau prin efect de arc electric.

Bergstrom, H. J.: **Formele și domeniile de folosire ale ciururilor și sitelor.** Rock Products, **66**, nr. 11, nov. 1963, p. 69—81.

Se face o descriere a celor două tipuri de ciururi și site : rotative și vibratoare. Primele se folosesc din ce în ce mai puțin. Comparativ cu volumul lor, au un randament redus și au tendința de astupare a orificiilor. Ele prezintă avantajul unei construcții simple, al lipsei de vibrații și ocupă un spațiu restrîns. Pot fi folosite cu succes la spălarea unor cantități reduse de material calibrat. Ciururile pe sitele vibratoare au ajuns să fie folosite în proporție de 94% la instalațiile din S.U.A. Ele au de la o treaptă la $3^1/_2$ trepte, se execută orizontale sau înclinate cele dintîi fiind mai scumpe. În gamele de calibre peste 5 cm și sub 1 cm sînt indicate dispozitivele înclinate, iar pentru calibrele dintre 1 și 5 cm, se pot folosi deopotrivă ambele dispozitive. Între capacitatea socotită în tone a unui ciur sau site și suprafața acestuia există o relație constantă ținînd seamă de următorii parametri : 1) dimensiunile și forma orificiilor ciurului sau sitei ; 2) diametrul sîrmei din care este confecționată sita ; 3) granulometria materialului ; 4) greutatea și forma granulelor ; 5) viteza, amplitudinea și felul vibrațiilor ; 6) înclinația sitei ; 7) raportul dintre lungimea și lățimea sitei ; 8) umiditatea materialului ; 9) randamentul la separație. Următorii factori influențează negativ randamentul unui ciur sau site : exces de umiditate, alimentare cu material fie în exces, fie în minus, particule conice, material grosier în exces față de cel fin.

Kirchberg, H. și Berger, W.: **Unele aspecte ale dirijării mașinilor de preparare a minereurilor.** Bulletin of Institution of Mining and Metallurgy, Anglia, **73**, nr. 684, nov. 1963, p. 75—83.

S-au făcut încercări de preparare a magnetitei într-o moară cu bile, în două tipuri de clasor spiral și într-o instalație de flotație cu șase celule. Moara cu bile avea lungimea și diametrul de 880 mm, viteza de 40 rot/min, — corespunzătoare la 85% din viteza critică — încărcătura de bile de 32% din a morii și diametrul bilelor de 80 mm. Un clasor spiral era de 600 mm diametru, iar altul de 250 mm. Celulele de flotație aveau volumul de cîte 100 l, diametrul rotorului de 200 mm și viteza acestuia de 535 rot/min. Toate mașinile erau de tipul cu descărcare prin deversare și cu capacitate volumetrică relativ constantă. S-a urmărit determinarea efectelor pe care le au asupra caractristicilor produsului, variațiile în compoziția alimentării în funcție de timp. Concluzia generală a încercărilor a fost aceea că în toate mașinile se produce un puternic efect de amestec, avînd o influență pozitivă asupra posibilității de a controla fenomenul, dar cu efect negativ asupra rezultatelor tehnologice.

* * * **Transportor-buncăr.** Colliery Engineering, **40**, nr. 477, nov. 1963, p. 447—448.

Transportorul-buncăr are banda formată din plăci de oțel articulate și prelungită lateral cu pereți denumiți „aripi". Astfel, se formează un jgheab mobil, cu deschiderea de 2,44 m și înălțimea de 1,83 m. Lungimea transportorului este de 64 m, iar debitul său de 320 t/h. Banda este acționată de trei motoare hidraulice, grupate în paralel. Capacitatea de înmagazinare a transportorului-buncăr atinge 250 t. Declivitatea maximă a benzii este de 1/34,5, iar viteza sa de 1,75 m/min. Alimentarea cu cărbuni este asigurată de către un transportor auxiliar, care debitează pe la partea superioară a transportorului-buncăr. Tipul de transportor descris ocupă un spațiu mai redus decît cel necesar pentru transportoarele obișnuite, dar de capacitate egală. Cărbunele se degradează mai puțin în timpul transportului, datorită suprimării frecării de pereți. Viteza de transport, respectiv debitul, pot fi reglate după nevoi.

Reuter, I. și Lemke, K.: **Desecarea șlamurilor de cărbune pe un filtru de presiune, tip Fest, cu ajutorul aburului.** Glückauf, **99**, nr. 25, 4 dec. 1963, p. 1 380—1 387.

Într-o instalație experimentală, cuprinzînd un filtru de presiune, s-a folosit ca mediu de desecare abur la presiunea de 10 at și temperatura de 283°C, destins la circa 2 at, astfel încît să rezulte o supraîncălzire de circa 10°C. Filtrul de presiune utilizat la încercări este de tipul Fest, care folosește de obicei ca mediu de desecare aer comprimat, eventual încălzit. S-a constatat că randamentul filtrului depinde, în primul rînd, de conținutul de particule solide al tulburelii de alimentație și de conținutul final de apă al granulației fine din materialul de alimentare. S-au putut filtra șlamuri cu circa 75% granulație fină mai mică de 45 μm. S-a constatat că randamentul se mărește cu 100 $kg/h/m^2$ de suprafață filtrantă pentru fiecare mărire a presiunii cu o atmosferă. Însă la acest tip de filtru presiunea maximă nu poate trece de 2,5 at, din cauza etanșării. Se descriu : instalația experimentală și încercările efectuate intercalate în fluxul tehnologic al instalației de spălare a cărbunelui.

Nikoforov, R. N.: **Desprăfuirea la uzinele de preparare. Țvetnîe metali**, nr. 2, 1964, p. 14—16.

Se expune complexul de măsuri tehnico-sanitare pentru asigurarea condițiilor necesare de muncă care se compune din : ermetizarea și izolarea maximă a utilajului tehnologic de prăfuire ; asprirea prafului de prăfuit și curățirea lui înainte de eșaparea lui în atmosferă ; umezirea minereului și hidro-desprăfuirea ; aerisirea cu aer proaspăt și încălzirea ; îndepărtarea prafului de pe podele, pereți, tavane și utilaje ; evitarea vărsării materialelor.

Se insistă asupra procedeelor de stropire și umezire a minereurilor, care se consideră ca cele mai eficace în lupta contra prafului.

Se arată că umezirea minereurilor pînă la 5—6% a permis reducerea prăfuirii aerului pe platforma concasării la o granulație mare de 18,5 ori ; pe platforma sfărîmării la o granulație mijlocie și măruntă, de 24 ori ; la buncărele minereului sfărîmat, de 15 ori.

În articol se dau o serie de indicații prețioase relativ la celelalte măsuri arătate mai înainte de asigurare a condițiilor higienice de lucru.

Suvarov, N. A.: **Eficiența economică a lungimii frontului de abataj la extragerea cărbunelui cu combina.** Ugol Ucrainî, nr. 3, 1964, p. 16—18.

Se analizează condițiile pentru stabilirea lungimii optime a abatajului frontal în cazul metodei de exploatare cu stîlpi direcționali, avînd pregătirea cîmpului minier în panouri.

Cheltuielile totale pentru extragerea unei tone de cărbune se împart în două grupe: cheltuieli în afara abatajului și de abataj. Cheltuielile de exploatare în afara abatajului se compun din: cheltuieli pentru executarea și întreținerea lucrărilor de pregătire; cheltuieli pentru transport în galeria intermediară pînă la planul înclinat de panou; cheltuieli pentru aeraj.

Cheltuielile de abataj cuprind salariile, materialele, energia electrică, montarea și demontarea utilajului precum și cotele de amortizare.

Corelațiile matematice și diagramele date în articol scot în evidență următoarele concluzii:

— cheltuielile de abataj la o sarcină constantă a combinei o dată cu mărimea lungimii frontului de abataj pînă la 85—160 m scad cu 4,7—16,5%;

— cheltuielile în afară de abataj se reduc în funcție de mărimea lungimii frontului de abataj;

— cheltuielile generale depind de lungimea frontului de abataj și de sarcina combinei.

Mărind lungimea frontului de abataj de la 100 pînă la 150 m coeficientul de utilizare de la 0,5 pînă la 0,75 se poate realiza o economie de 0,54 ruble pe tona extrasă.

Kaganski, M. E. și Evdokimov, F. J.: **Determinarea și analiza factorilor principali care influențează extinderea lucrărilor miniere.** Ugol Ucrainî, nr. 3, 1964, p. 35—36.

Se analizează factorii care influențează extinderea lucrărilor miniere și se prezintă creșterea indicilor tehnico-economici în cazul realizărilor unor măsuri de raționalizare în acest domeniu.

Pe baza datelor statistice de la 105 mine din Kuzbas s-a dedus că reducerea de două ori a ponderii de extindere a lucrărilor miniere a dus la creșterea productivității muncii de 1,6 ori și micșorarea prețului de cost de 1,4 ori.

Cercetările raporturilor corelaționale, care au fost pentru productivitatea muncii $\eta = 0{,}68$ iar pentru prețul de cost $\eta = 0{,}57$, arată că între factorii respectivi există o legătură strînsă.

Mărimea ponderii lucrărilor miniere depinde de:

— sarcina de producție a abatajului;

— capacitatea de producție a minei;

— sarcina de producție ce revine planului înclinat de transport;

— schema de pregătire a cîmpului minier;

— metode de exploatare.

Prin calcule corelaționale și diagrame se trag următoarele concluzii:

— extinderea lucrărilor miniere caracterizează gradul de perfecționare a organizării minei;

— gradul de concentrare și dispersare a lucrărilor miniere are o influență importantă asupra indicilor de lucru a minei.

Eichmeyer, H.: **Rezultate obținute cu abatajul transversal descendent la exploatarea de minereuri Rammelsberg.** Erzmetall, 16, nr. 8, 1963, p. 399—403.

La mina de minereuri complexe Rammelsberg abatajul transversal descendent se aplică mai ales pentru extragerea minereului în cadrul metodei de exploatare cu camere și stîlpi. Abatajul începe în fiecare stîlp cu fîșia cea mai de sus, imediat sub zona exploatată și progresează descendent în fîșii succesive. Rambleul este ținut suspendat cu ajutorul unui tavan artificial alcătuit din grinzi lungi de 4 m și cu diametrul de 0,25 m peste care se așază scînduri de stejar, plasă de sîrmă, lemn vechi și deșeuri de carton. Se rambleiază pneumatic de la o stație centrală, printr-o rețea de conducte prevăzute cu așa-numite *macazuri* pentru dirijarea rambleului. Minereul se transportă descendent printr-un rostogol pînă la galeria din orizontul interior. Aerajul s-a îmbunătățit prin săparea unei a doua galerii paralele la orizontul superior, prin care se aduce direct aer proaspăt. Prin noua metodă de abataj transversal descendent s-au obținut productivități de 8,7 t/post, mai mare cu 80% față de cele obținute cu abatajul transversal ascendent, suprimîndu-se practic și pierderile de minereu.

Wellinger, K. și Uetz, H. **Uzura produsă de substanțele minerale grăunțoase.** Aufbereitungs-Techn., 4, nr. 8, 1963, p. 319—335.

Uzura instalațiilor este o problemă generală pentru toate industriile, dar are o însemnătate deosebită în cazul prelucrării substanțelor minerale grăunțoase. Pentru rezolvarea problemei uzurii, se fac cercetări în condiții industriale, în condiții de laborator sau pe modele de mașini. Cercetătorii au studiat formele sub care apare uzura datorită durității unui corp de bază și a materialului care provoacă uzura. Astfel s-au luat în considerare uzurile cauzate de alunecare, de eroziunea unui lichid, de impactul provocat de un jet de apă sau aer, cu sau fără suspensii. În cazul alunecării corpurilor solide, uzura este cu atît mai mare, cu cît grăuntele este mai dur și viteza de alunecare mai mare. În cazul corpurilor eterogene, uzura este mai mare decît în cazul corpurilor omogene.

Uzura prin eroziune, manifestată prin ondulații ale suprafețelor, depinde de duritatea particulelor de suspensie și a materialului de bază. Uzura datorită jetului, manifestată de obicei prin găurirea pereților conductei, depinde de unghiul de atac al jetului, de duritatea particulelor în suspensie și de viteza de circulație a suspensiei. În cazul unei acțiuni combinate, alunecare și jet, uzura este comparabilă cu cea rezultată la alunecare, iar în cazul combinat impact cu jet, uzura este aproape aceeași ca la alunecare, dacă materialul de bază are duritatea mai mare decît particulele în suspensie.

Mayer, W. **Rezultatele obținute cu barierele cu apă și cu cuve de apă la combaterea exploziilor de praf de cărbune brun în galerii.** Bergbauwiseuschaften, 10, nr. 16, 1963, p. 369—373.

Rezultatele bune obținute la combaterea exploziilor de praf de cărbune cu ajutorul apei se datoresc faptului că apa, prin vaporizare, absoarbe o mare cantitate de căldură (639 kcal/kg, la 100°C) și răcește astfel flacăra exploziei. Pe acestă bază s-a calculat că este suficientă o cantitate de 1,3 l de apă la 1 m^3 de spațiu de galerie. Într-o primă serie de încercări practice s-a verificat combaterea aprinderii prafului de cărbune depus de către o explozie deflagrantă, cu ajutorul stropirii cu apă în comparație cu folosirea prafului de steril. În a doua serie de încercări s-a verificat combaterea exploziilor de praf de cărbune cu ajutorul barajelor formate din cuve umplute cu apă comparativ cu cele formate din polițe cu praf de steril. Din ambele serii de încercrări a reieșit superioritatea procedeului cu apă față de utilizarea prafului de steril. Se dau indicații în privința construirii barajelor prevăzute cu cuve de apă, arătîndu-se că pentru un astfel de baraj este necesară o cantitate totală de 300 l de apă, sau 120 l/m^2 de secțiune de galerie.

Bokii, V. B. ş.a. **Rezultatele observaţiilor efectuate asupra funcţionării unui scut mobil din plasă şi a comportării masivului de rambleiere.** Ugol, 37, nr. 9, 1963, p. 26—30.

Pentru a studia funcţionarea scuturilor mobile din plasă şi comportarea rambleului, au fost efectuate cercetări, folosindu-se în acest scop complexul KBS, în strate subţiri cu înclinare foarte mare. În urma cercetărilor efectuate s-a constatat că exploatarea stratelor subţiri şi foarte înclinate, folosindu-se scuturi mobile din plasă cu rambleiere totală, este judicioasă. Drept material de rambleiere se poate folosi sterilul rezultat de la săparea lucrărilor pregătitoare. În acest caz, rambleiajul prezintă o mobilitate suficientă şi susţine destul de bine spaţiul excavat situat dincolo de scutul din plasă. Dimensiunile bucăţilor de rambleu şi grosimea stratului exploatat nu trebuie să depăşească raportul de 1:3. Se fac recomandări în legătură cu folosirea complexelor de tăiere, funcţionînd concomitent cu scuturile elastice din plasă. Se constată că forma frontului de abataj trebuie să se apropie cît mai mult de cea rectilinie, iar unghiul de deviere, faţă de înclinarea stratului, nu trebuie să depăşească 5—6°. Se descriu încercările efectuate, se dau indicaţii în legătură cu amplasarea utilajelor şi a aparatelor de măsurat din frontul de abataj, se dau schemele de aşezare a dinamometrelor şi graficele de variaţie a sarcinilor care se exercită asupra scuturilor în timpul folosirii lor în abataj.

Gheliuh, I. D. şi Kondraşev, F. S. **Exploatarea cu surpare sau cu rambleiere depinde de condiţiile locale.** Ugol, 38, nr. 9, 1963, p. 4—8.

La Institutul DonUGI s-au efectuat cercetări în legătură cu determinarea efectului economic al lăsării sterilului în minele în care se exploatează strate cu înclinare foarte mare, în regiunea centrală a Donbas-ului. Se compară cinci procedee de lăsare a sterilului concasat şi neconcasat în mină, în felul următor : 1 — sterilul din orizontul de exploatare se aşază în abatajele frontale ale orizontului în curs de pregătire ; 2 — sterilul din orizontul în curs de exploatare se ridică la orizontul de aeraj şi împreună cu sterilul din acest orizont se aşază în abatajele frontale ale orizontului în exploatare ; 3 — sterilul din orizontul de aeraj se aşază în abatajele frontale ale orizontului în exploatare, restul fiind extras la suprafaţă ; 4 — sterilul din orizonturile de transport şi în curs de pregătire se transportă în abatajele frontale ale orizontului în curs de pregătire ; 5 — sterilul din orizontul în exploatare şi din cel în curs de pregătire, împreună cu sterilul din orizontul de aeraj, se amplasează în abatajele orizontului de exploatare.

Se examinează aceste variante, se dau indicii tehnico-economici comparativi pentru diferite cazuri concrete şi se ajunge la concluzia că exploatarea cu rambleierea spaţiului excavat trebuie aplicată acolo unde ea constituie mijlocul tehnic cel mai potrivit de combatere a condiţiilor geologice nefavorabile, în special în strate cu pericol de autoaprindere, de alunecare a culcuşului, de reducere a pierderilor de cărbune etc. Pentru lăsarea sterilului în spaţiul excavat trebuie folosite mijloace mecanizate raţionale de rambleiere.

Riedel, Erich, O. **Rezultate obţinute cu sistemul de fixare VA (compensaţie verticală) a pînzelor de sită de la ciururile de dozare.** Aufbereitungs-Technik, 4, nr. 9, 1963, p. 394—396.

Principiul sistemului de fixare, cu „compensare verticală" *VA* a pînzei de sită pe ciururile vibratoare, constă în fixarea prealabilă a pînzei de filtru după metoda obişnuită şi din fixarea vertical pe planul sitei, cu ajutorul unor tuburi de cauciuc umplute cu aer. În acest scop sînt amenajaţi suporţii transversali, care poartă armătura de aer comprimat. În practică, aerul comprimat folosit luat de la reţea are presiunea de 2—4 at. Se dau amănunte asupra construcţiei acestui dispozitiv care are avantajul de a compensa perfect orice defecte de precizie la confecţionarea pînzelor de sită, astfel încît durata lor de utilizare se măreşte de circa 2,5 ori. Se arată rezultatele obţinute în cinci instalaţii mari de preparare prin aplicarea acestui sistem de suspensie care este avantajos mai ales la folosirea sitelor scumpe cum sînt, de exemplu, cele de oţel-crom.

Gervais, Michel. **O nouă metodă de săpare în rocă a galeriilor aplicată în Tasmania.** Mines et Métallurgie, nr. 3576, 1963, p. 431—432.

In Tasmania s-a săpat recent un tunel lung de 4450 m şi cu secţiunea de 4,55 m diametru, cu ajutorul combinei tip Robbins 161. Această combină are următoarele caracteristici principale : puterea 630 CP, greutatea totală 120 t, lungimea 10 m. Capul maşinii este format dintr-un platou echipat cu 34 discuri turnante, care sparg roca în care au pătruns cele 11 cuţite. Debleurile sînt evacuate cu ajutorul unei roţi cu cupe antrenate de platou, şi descărcate pe un transportor cu bandă. Lungimea acestei benzi este calculată astfel încît să încarce un tren de vagoane a cărui capacitate echivalează cu debleurile rezultate de la o înaintare de 1,15 m a maşinii. Combina este alimentată (la bornele transformatorului) la 6 600—415 V. Acest utilaj a realizat în 18 schimburi de 8 ore o înaintare de 230 m, ceea ce echivalează cu 12,6 m/schimb. Pe ultimii 2 450 m s-au realizat 20 m/zi în 3 schimburi a 8 ore.

Kipp, W. **Desecarea complet automată a şlamului.** Aufbereitungs-Technick, 4, nr. 9, 1963, p. 389—393.

La tratarea apelor reziduale încărcate cu particule fine în suspensie, s-au creat recent posibilităţi prin folosirea filtrelor de presiune moderne care au fost create prin perfecţionarea tipurilor vechi de filtre-presă. Dezavantajele principale ale acestora sînt funcţionarea discontinuă şi manipularea greoaie. Filtrele de presiune moderne permit folosirea unor presiuni ridicate, reglarea duratei de filtrare, plasarea unor suprafeţe mari de filtrare într-un spaţiu redus, golirea într-un timp foarte scurt şi în sfîrşit funcţionarea complet automată. În special s-a reuşit să se realizeze desprinderea şi evacuarea automată a turtei filtrate depuse pe plasele de filtrare. Se descrie construcţia filtrelor de diferite tipuri, modul lor de funcţionare inclusiv succesiunea operaţiilor. Plăcile de filtrare se construiesc pînă la dimensiuni de 1500 x 1500 mm. Numărul de camere de filtrare este limitat de durata de evacuare la 96, ceea ce corespunde unei suprafeţe de filtrare de 150 m² la dimensiuni ale plăcilor de 1 000 x 1 000 mm.

Nasonov, L. N. **Metoda de calcul a presiunii litostatice în lucrările miniere izolate de forma galeriilor direcţionale.** Ugol, 37, nr. 9, 1963, p. 12—15.

Problema determinării presiunii litostatice care se manifestă asupra unor lucrări miniere de forma galeriilor direcţionale nu este încă complet rezolvată. Ca o contribuţie la rezolvarea acestor probleme, autorul propune o formulă bazată pe teoria stabilităţii statice, a unui echilibru elasto-plastic, concomitent cu prelucrarea statică a rezultatelor obţinute din observaţii. Se dă ca exemplu calculul presiunii litostatice într-o galerie săpată la adîncimea de 300 m, considerîndu-se în timpul cercetărilor masivul ca fiind omogen şi izotrop. Se dă graficul de variaţie a presiunii litostatice în funcţie de unghiul de frecare interioară a rocilor şi de coeziune, precum şi comparaţia rezultatelor obţinute în observaţii pe teren. Rezultatele pe care le oferă formula nu depăşesc cu 10% datele obţinute prin măsurări în condiţii de teren. Formula recomandată permite luarea în considerare a tuturor caracteristicilor fizico-mecanice ale rocilor şi adîncimea la care se găseşte lucrarea minieră respectivă. Formula poate fi folosită în mod practic la calculul presiunii litostatice.

* * * **Concasor de impact cu rotor reversibil pentru roci abrazive.** Mine and Quarry Engineering **29**, nr. 8, 1963, p. 367.

Datorită reversibilităţii sensului de mişcare a rotorului şi amplasării radiale a gurii de alimentare, concasorul poate funcţiona alternativ, într-un sens sau în altul. In acest mod se obţine o uzură echilibrată a feţelor celor două serii de bacuri de sfărîmare. Se construiesc patru tipuri de astfel de concasoare, cu capacitatea de producţie de 20—80 t/h bucăţi de —9,53 mm şi 7,5—40 t/h nisip de —4,76 mm. Carcasa concasorului este executată din laminate profilate şi plăci de oţel. Rotorul are o serie de discuri dispuse, la intervale egale, pe un ax comun. În intervale sînt suspendate bacurile de sfărîmare, cu articulaţii demontabile. Concasorul este acţionat de un motor de 20—120 CP, prin transmisie cu curele multiple în V, prin transmisie hidraulică sau prin reductor. Dimensiunile bucăţilor de rocă la alimentare sînt de 127—152,4 mm. Concasorul funcţionează în circuit cu un ciur.

Nuller, K. H. **Metoda MLD — perforarea mecanizată a găurilor adînci.** Bohren — Spregen — Räumen, **12**, nr. 8, 1963, p. 201—206.

La exploatarea de minereuri de fier din Kiruna (Suedia) s-a introdus o nouă metodă de perforare cu ajutorul căreia un miner a putut perfora pînă la 220 m într-un schimb de $6^1/_2$ ore extrăgînd 1 700 t, adică s-a realizat o productivitate de trei ori mai mare decît la tehnologia aplicată anterior. Întreaga instalaţie de perforare este aşezată pe un cărucior pe care sînt montate 1—2 afete de perforatoare. Aceste afete sînt manevrate hidraulic fiind puse în poziţia şi direcţia necesară pentru perforare. Căruciorul care poate fi pe şine, pe cauciucuri sau pe şenile, poate fi echipat şi cu un motor pneumatic pentru propulsare. Un singur om, stînd la postul de comandă, poate să manevreze întreaga instalaţie de perforare. De exemplu, la o galerie cu diametrul de 2,5 x 2,8 m se perforează în evantai găuri de 2 ţoli cu adîncimea pînă la 30 m la intervale de 2,5 m. În timpul perforării căruciorul este sprijinit şi fixat de vatră cu două coloane hidraulice, iar la tavan cu o coloană pneumatică. În prezent se pune la punct o nouă metodă care să permită ca un singur om să poată manevra două instalaţii de perforare.

Melkumov, L. G. **Aparataj nou pentru automatizare în minele de cărbuni.** Bezopasnost truda v promîşlennost, nr. 9, sept. 1963, p. 27—29.

Dintre cele mai importante realizări ale institutului Ghiprougleavtomatizaţia se citează:

— aparatajul de automatizare al liniilor de transportoare din subteran compus din aparataj de comandă simultană a punctului de încărcare şi a transportorului de cap sau a întregii linii de transportoare cu postul de comandă montat în galerie sau în abataj;

— aparataj pentru comanda unei linii de transportoare pînă la transportoare;

— aparataj de automatizare a tericoanelor şi funicularelor de haldare;

— aparataj de automatizare a acţionării ventilatoarelor principale;

— aparataj de automatizare a acţionării compresoarelor cu piston;

— aparataj de automatizare a acţionării instalaţiilor de extracţie cu cabluri multiple şi cu tamburi cilindrici;

— telefon antigrizutos de mină;

— aparataj antigrizutos de semnalizare pe puţ;

— dispozitiv de verificare a legării la pămînt;

— analizator de metan termocatalitic cu eroare de ± 0,1% CH_4.

Belozovskii, A. B. **Mască filtrantă de salvare.** Bezopasnost truda, nr. 10, oct. 1963, p. 25—26.

Masca SPP se compune din cartuşul filtrant, ochelari de protecţie şi respirator ermetic. Greutatea măştii este de 1 300 g. La un conţinut de CO în atmosferă de pînă la 1%, masca asigură protecţia pe timp de o oră.

Janabatîrov, E. S. şi Biugov, G. I., **Practica desprăfuirii aerului din mină cu ajutorul filtrelor cu şpan.** Bezopasnost truda, nr. 10, oct. 1963, p. 17—18.

Parametrii acestui filtru cu şpan de fier sînt: grosimea stratului filtrant 100 mm, densitatea stratului de şpan 0,4 g/cm³, consumul de ulei pentru curăţirea şpanului 110 g/kg, rezistenţa iniţială a filtrului la o viteză liniară de filtrare de 0,7 m/s este de 1 mm col. apă. Experimentarea acestui filtru, montat într-o galerie, a dovedit posibilitatea reţinerii a 80—85%. O casetă de filtrare cu şpan şi ulei cu suprafaţa de 1 m² poate reţine 20 kg praf pînă la curăţire. La o încărcare de 15 kg/m² şi o viteză de filtrare de 0,7 m/s nu depăşeşte 10—12 mm col. apă.

Jarikov, I. I. şi Teisler, P. P., **Detector optic de gaze SI-6.** Bezopasnost truda, nr. 10, oct. 1963, p. 26.

Funcţionarea aparatului se bazează pe măsurarea interferenţei produsă de modificarea compoziţiei gazelor analizate. Limitele de măsurare ale aparatului sînt de 0 la 6% CH_4 sau CO_2 şi de la 5 la 21% oxigen, cu o eroare de ± 0,3%. Gabaritul aparatului este de 300×110×80 mm, iar greutatea de 1,8 kg.

Lebedev, A. V. ş. a., **Celula de flotaţie UMK-500.** Ţvetnîie metallî, nr. 9, sept. 1963, p. 11—14.

Este descrisă construcţia celulei de flotaţie UMK-500, cu proprietăţi de exploatare superioare. Astfel, extracţia cuprului (82,6%) şi a zincului (57,71%) este cu 4—9% mai mare, iar consumul de energie de 1,29 ori mai mic decît la celula tip Mehanobr-5 AM. Viteza sporită de flotaţie este asigurată prin absorbţia unei cantităţi mai mari de aer şi prin adîncimea mai mică a celulei. Productivitatea medie a maşinii este de 3 m³ tulbureală pe minut. Articolul cuprinde descrierea amănunţită a maşinii, încercările efectuate pentru determinarea comparativă a parametrilor tehnologici, diferenţele şi avantajele faţă de tipurile precedente de maşini de flotaţie.

Klassen, V. I., Litovko, V. I. şi Miasnikov, N. F., **Îmbunătăţirea proprietăţilor fizico-mecanice ale suspensiilor de ferosiliciu cu ajutorul reactivilor.** Ţvetnîie metallî, nr. 10, oct. 1963, p. 17—20.

Cele mai bune rezultate s-au obţinut prin folosirea hexametafosfatului de sodiu şi a sticlei solubile. Prin folosirea acestor reactivi, pînă la o concentraţie de 1,0—2,0 g/l, vîscozitatea suspensiei de ferosiliciu se poate reduce cu 25—50%. Autorii au stabilit de asemenea că o mare influenţă asupra proprietăţilor geologice ale suspensiei de ferosiliciu le are aciditatea mediului, valorile optime fiind cantonate în zona cu pH=7,5—8,5. Cea mai bună influenţă a proprietăţilor reologice a suspensiei o prezintă reactivi peptizanţi în mediu slab bazic. Acţiunea reactivilor peptizanţi este cu atît mai puternică cu cît este mai mare concentraţia volumetrică şi dispersiunea suspensoidului.

Bottke, I. H., **Forarea cu perforatorul percutant a găurilor de sondă de explorare.** Bergbauwissenschaften, nr. 16, 20 aug. 1963, p. 374—377.

Într-un zăcămînt de hematită s-au efectuat găuri de sondă de explorare cu lungime de 15—65 m cu ajutorul perforării rotative. Aceste găuri de sondă s-au dovedit a fi mai rentabile decît găurile de sondă cu carotaj, atît sub aspectul vitezei de perforare cît şi sub aspectul cheltuielilor de foraj. Luarea probelor poate fi completată de o viteză de avansare sporită printr-o determinare rapidă a densităţii ce serveşte ca test de calitate a minereului. Perforatorul este de tip Atlas Copco BBD 41/WK cu care s-a realizat o viteză de perforare de 19,7 cm/min la tăişul în daltă şi 51 cm/min la tăişul în cruce.

Gurianov, V. V. **Experienţe de lucru fără pierderi de susţineri de metal.** Ugol, nr. 9, sept. 1963, p. 18—19.

În mina nr. 13/14 a combinatului Intaugol se exploatează într-un sector un strat de cărbune cu grosimea de 1,45—1,65 m format din cinci pachete de cărbune şi patru intercalaţii de argilă cărbunoasă, cu grosimea totală de 20 cm. Forma de zăcămînt a stratului de cărbune, atît pe înclinare, cît şi pe direcţie, este variată. Coperişul stratului este puternic deranjat; deasupra stratului se găseşte un coperiş fals gros de 0,3—0,6 m, format din argilite fisurate, culcuşul stratului este format din argilite alternînd între ele, în grosimi de 0,1—0,3 m, iar mai jos urmează gresii în grosime de circa 1 m. Stratul se exploatează prin stîlpi lungi pe direcţie în abataje frontale cu lungimi care variază de la 90 pînă la 160 m. Susţinerea abatajelor s-a făcut după o nouă monografie care prevede următoarele: în abatajul frontal se montează un rînd de stîlpi de surpare OKU—0,4 răspîndiţi uniform pe lungimea abatajului, care permite reducerea densităţii stîlpilor în abataj şi răpirea lor cu ulterioara mutare dinspre spaţiul excavat în urma combinei de cărbune. După această schemă nu mai este nevoie nici de stîlpi de lemn de control. Schema prevede ca toţi stîlpii din abataj să fie în permanentă mişcare. S-a redus aproximativ 60% din cantitatea totală de stîlpi de metal folosiţi în abataj. Noua monografie prevede amplasarea raţională a stîlpilor de metal în aşa fel ca ei să nu se găsească sub sarcină decît timpul strict necesar. Se dau indicii tehnico-economici obţinuţi la încercarea noii monografii şi avantajele materiale rezultate.

Juhimenko, A. G. şi Sture, B. P. **Susţinerea cu ancore din lemn presat.** Ugol, nr. 9, sept. 1963, p. 20—22.

Ancorele de susţinere pot fi împărţite în două grupuri principale: ancore care se fixează la capetele lor şi ancore care se fixează pe întreaga lor lungime. În legătură cu ultimul tip, la TNIGRI au fost elaborate o serie de tipuri de ancore din lemn presat, care în timpul încercărilor au dat rezultate bune, dintre care cele mai bune au fost la ancorele de tipul pană şi fantă. S-a constatat că grosimea optimă a penei pentru ancorele cu diametrul de 40 mm este de 12—15 mm şi lungimea penei de 200—300 mm. Sarcina portantă a ancorelor în găuri de mină cu diametrul de 42—44 mm ajunge pînă la 8—10 tone. S-a constatat că rezistenţa ancorelor din lemn presat, care după ce au fost introduse în gaura de mină se umflă pe întreaga lor lungime, este la fel de mare ca şi a ancorelor metalice de tipul cu pană. Costul de confecţionare a ancorelor din lemn presat este mai mic decît cel al ancorelor metalice. Totodată şi montarea lor în gaura de mină este mult mai simplă. În ceea ce priveşte proprietăţile lor fizico-mecanice, ancorele de lemn pot înlocui cu succes ancorele de metal. Ancorele din lemn presat prezintă atît proprietăţile ancorelor care se fixează la capete, cît şi proprietăţile tipului de ancoră care se fixează pe întreaga ei lungime. S-a mai constatat că durata de serviciu a ancorelor din lemn presat este de 2—3 ani în diferite condiţii geologico-miniere. Se dau schemele de folosire, formule de calcul şi date tehnico-economice pentru acest tip de susţinere.

Meerbach, Hans, **Propagarea exploziilor în stratele de gaze de sub tavan.** Berg-und Hüttenmännische Monatshefte, nr. 8, aug. 1963, p. 300—305.

În urma studiilor şi cercetărilor experimentale s-a stabilit că stratele de metan concentrat care se formează sub bolta tavanului, mai ales atunci cînd viteza aerajului este redusă, pot fi cauza exploziilor care au loc în minele de cărbuni. Pentru a stabili condiţiile în care o astfel de explozie se produce şi mai ales care sînt aceste condiţii la limita dintre deflagraţiile inofensive şi exploziile periculoase, se descrie aranjamentul experimental care a fost utilizat într-o galerie pentru a reproduce condiţiile de formare a acestor strate de metan sub tavan şi pentru a explica aprinderea lor. S-a constatat că puterea exploziei depinde de viteza flacării, iar aceasta este în funcţie de cantitatea de metan, respectiv de concentraţia lui. La 3,4% metan în camera de explozie lungă de 60 m se atinge de exemplu viteza de 15 m/s, la care se poate considera un început de explozie. De asemenea s-a constatat că producerea exploziei este în funcţie de condiţiile geometrice şi de rugozitatea pereţilor galeriei respective.

Riman, A. **Baza teoretică şi importanţa practică a degazării stratelor de cărbuni.** Berg-und Hüttenmännische Montashefte, nr. 8, aug. 1963, p. 309—314.

Se examinează condiţiile generale de formare şi degazare a gazului metan în zăcămintele de cărbune şi se demonstrează că mărirea debitului de aeraj nu este suficientă pentru a micşora pericolul pe care îl prezintă gazul de mină. Din calcule reiese că pentru a dilua 1 m^3 de CH_4 pe minut la 0,75%, este necesară o cantitate de aer de 133,33 m^3/min, adică un debit de aeraj de 2,22 m^3/s, ceea ce este neeconomic ca efect al ventilatorului. Se recomandă să se ia alte măsuri, cu scopul de a acţiona direct asupra degajării de gaz, astfel încît acesta să emane din strat în cantităţi mici şi regulat. Aceasta se poate realiza prin: exploatarea stratelor dinspre coperiş spre culcuş, prin exploatarea în retragere cu degazarea zonei în care înaintează galeria, prin aplicarea rambleierii, exploatarea simultană a abatajului la aceeaşi adîncime, prin aplicarea degazării stratului. În general, se pun condiţii ca circulaţia de aeraj să nu treacă prin zonele exploatate de cărbune. Se prezintă calcule şi diagrame referitoare la relaţiile dintre conţinutul de gaz al cărbunelui, concentraţia de CH_4 în aer, debitul de aeraj şi orificiul echivalent al minei.

MŰSZAKI 1833

Recomandări privind întocmirea articolelor tehnico-ştiinţifice

1. FONDUL ARTICOLELOR

1.1. Lucrări ce pot fi prezentate spre publicare :

1.1.1. de importanţă generală (principii noi, dispoziţii noi, rezultate experimentale originale, studii teoretice inedite ale unor fenomene fizice şi procese tehnice cu caracter general) ;

1.1.2. tehnico-ştiinţifice speciale, teoretice sau experimentale, avînd contribuţii originale, dar referindu-se la un domeniu de specialitate restrîns (extinderea valabilităţii unor dispoziţii, aplicarea unor teorii sau metode cunoscute la o problemă nouă, rezultate experimentale inedite sau de control) ;

1.1.3. tehnice obişnuite (expunerea studiului unor probleme tehnico-ştiinţifice, discuţii şi critici ale unor rezultate cunoscute etc.).

1.2. Legătura cu practica muncii de cercetare, proiectare, învăţămînt, producţie este condiţia esenţială pe care trebuie să o îndeplinească tema tratată. Lucrările de sinteză sau de discuţie trebuie să se refere la probleme noi şi actuale, de interes general. Articolele interesînd industria vor cuprinde consideraţii privind eficienţa economică a soluţiilor. Se recomandă ca articolele să cuprindă propuneri de viitor.

1.3. Verificarea experimentală se impune ca necesitate de prim ordin la lucrările care se pretează la asemenea verificări.

1.4. Lucrările care au mai fost publicate integral sau parţial nu pot fi trimise redacţiei spre publicare.

2. FORMA ARTICOLELOR

2.1. Organizarea lucrării.

2.1.1. Titlul va prezenta în minimum de cuvinte obiectul lucrării.

2.1.2. Numele autorului va fi precedat de prenume.

2.1.3. Un scurt rezumat fixînd premisele de la care s-a pornit, problema studiată şi cadrul în care este tratată, nedepăşind 6—8 rînduri, se va anexa lucrării.

2.1.4. Împărţirea pe capitole se va face cu cîteva subtitluri potrivit alese, în număr strict necesar pentru o expunere clară a ideilor şi înlesnirea orientării.

2.1.5. Textul. În introducere se încadrează problema în preocupările generale ale disciplinei şi în preocupările producţiei ; de asemenea se arată scopul lucrării, subliniindu-se expres contribuţia autorului. Tratarea va trebui să fie unitară permiţînd inteligibilitatea fără dificultăţi a problemelor. Se vor evita introduceri sau demonstraţii voluminoase, de asemenea se va evita repetarea în text a ceea ce poate fi găsit în literatura publicată sau poate fi redat intuitiv prin materialul grafic ilustrativ, tabele etc.

2.1.6. Concluziile vor concentra rezultatele obţinute, cu indicarea limitei de valabilitate şi aplicaţiile posibile.

2.1.7. Anexele pot cuprinde demonstraţii originale sau absolut necesare înţelegerii formulelor din text ; de asemenea în anexe se pot da exemple de calcul în cazul articolelor care necesită asemenea exemple.

2.1.8. Citarea literaturii de specialitate. Afirmaţiile luate din alte lucrări şi care nu sînt în general cunoscute vor fi referite la lista bibliografică de la sfîrşitul lucrării. Referirea se face indicîndu-se poziţia lucrării în lista bibliografică, în paranteze drepte.

2.2. Prezentarea lucrării :

2.2.1. Nivelul articolelor va fi înalt.

2.2.2. Stilul. Redactarea va fi clară şi concisă. Ortografia va fi în concordanţă cu regulile Academiei R.P.R. Nu se admit prescurtări, cu excepţia celor unanim recunoscute.

2.2.3. Dezvoltările matematice vor fi limitate la cele absolut necesare înţelegerii raţionamentului matematic. Sînt suficiente, în general, punerea în ecuaţie şi indicarea rezultatelor. Pentru demonstraţii se vor alcătui anexe (v. pct. 2.1.7.).

2.2.4. Tabelele se vor folosi în cazul cînd date numerice importante nu pot fi reprezentate grafic satisfăcător. Nu se admite folosirea concomitentă a datelor numerice sub formă de tabelă şi diagramă. Tabelele vor fi referite în text şi se va indica sursa lor.

2.2.5. Materialul grafic ilustrativ (figuri, fotografii) va permite reprezentarea clară şi intuitivă a unor idei, puncte de vedere. Ele trebuie să completeze expunerea din text şi vor fi referite cu grijă în text, indicîndu-se sursa lor.

2.2.6. Sistematizarea şi numerotarea capitolelor se vor face cu grijă, evitîndu-se excesele. Se recomandă utilizarea sistemului zecimal.

2.3. Forma exterioară a lucrării :

2.3.1. Terminologie, mărimi şi unităţi. Se recomandă a fi conforme cu normele internaţionale şi STAS în vigoare.

2.3.2. Scrierea formulelor. Se recomandă o atenţie deosebită scrierii formulelor conform STAS. Indicii şi exponenţii se vor scrie mai mici decît baza şi aşezaţi mai jos sau mai sus decît baza. Se vor scrie, de asemenea, cu grijă literele majuscule, minuscule sau cele ruseşti, romane, greceşti, gotice etc. Numerotarea formulelor se va face în paranteze rotunde, în dreapta.

2.3.3. Figurile trebuie executate unitar şi raţional. Ele vor fi numerotate în continuare. Fotografiile vor fi pe hîrtie strălucitoare alb-negru. Explicaţia figurilor se va face pe o pagină separată.

2.3.4. Notele din text se numerotează în continuare.

2.3.5. Citarea literaturii în text se face prin simpla indicare a poziţiei lucrării în cadrul listei bibliografice, în paranteze drepte, fără alte menţiuni.

2.3.6. Lista bibliografică se va întocmi cuprinzînd lucrările la care se referă textul (cît şi figuri sau tabele), speciale cît şi cele generale. Se vor indica toate datele în transcripţii originale. Pentru cărţi : numele complet, prenumele prescurtat, titlul complet (eventual şi tradus, în paranteze), ediţia, editorul, locul editurii, anul. Pentru articole : numele complet, prenumele prescurtat, titlul complet original (eventual şi tradus, în paranteze), revista, tomul, anul, numărul, pagina.

2.3.7. Scrisul la maşină al alticolelor este recomandat cu insistenţă, exceptîndu-se lucrările scrise caligrafic. Se scrie pe o singură faţă, la două rînduri (2 000 semne pe pagină). În partea stîngă a foii se lasă o margine de 5 cm.

2.3.8. Paginaţia se face în continuare. Se recomandă un volum de 10—12 pagini pentru articole.

2.3.9. Expedierea. Lucrările (în dublu exemplar) vor fi prinse cu agrafe. Manuscrisul se expediază cu paginile întinse format A 4 şi cu plicul conţinînd materialul grafic ilustrativ anexat.

3. RELAŢII CU REDACŢIA

3.1. Nu se admite trimiterea concomitentă a textului la alte publicaţii.

3.2. Articolele se trimit cu o notă însoţitoare pe adresa redacţiei. În notă se vor indica : titluri academice, funcţiuni, localitatea şi adresa, nr. de telefon.

3.3. Lucrările executate în cadrul diverselor instituţii sau organizaţii vor purta aprobarea acestora de publicare.

3.4. Corecturile se vor face după normele tipografice în vigoare.

3.5. Corecturile trimise autorilor vor fi înapoiate în maximum 48 ore de la primire. Nu se admit modificări esenţiale faţă de manuscris. Modificările importante ale manuscrisului cad în sarcina autorului.

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT
1883

SOMMAIRE

Bălțărețu, R. et Cărăvan, C.: *Emanations de bioxyde de carbone à la mine de Lueta et la manière de les combattre.*

On expose de façon détaillée la provenance des émanations d'anhydride carbonique à la mine de Lueta, ainsi que la réalisation de l'aérage en vue de créer les meilleures conditions requises par l'exploitation.

Popovici Ana et Zarea Silvia: *Floculants pour l'industrie minière.*

L'exposé représente une synthèse des essais effectués à l'Institut des recherches minières, poursuivant l'obtention et l'utilisation d'une gamme variée de floculants appliqués dans l'industrie minière.

Secară, Gh., Paul, E., Zamfir, V. et Florea, A.: *Le problème des taquets de sécurité dans les chevalements des puits d'extraction.* I.

Dans cet article on analyse l'importance des dispositifs destinés à l'arrêt des cages surhaussées dans les chevalements des puits d'extraction, exposées au danger de chute en cas de rupture accidentelle des câbles. Les auteurs se préoccupent ensuite d'établir les types de taquets les plus adéquats, leur principe constructif et fonctionnel, les méthodes de calcul et celles de vérification au fonctionnement de ces dispositifs.

Crețulescu, C.: *Vérification à la combustion des briquettes fabriquées à froid sans compression.*

L'auteur analyse le problème du briquetage des fines de lignite avec émulsion de bitume, en vue de l'utilisation de ces briquettes à la combustion.

NOTES

Dogaru, M.: *Aspects concernant l'amorçage des sondes d'exploitation du sel gemme et les résultats acquis par des essais exécutés sur des sondes modèle.*

Teich, I.: *Détermination analytique des influences de certains éléments spécifiques sur l'accroissement de la productivité du travail dans l'industrie charbonnière.*

Lăpușcă, E. Kheil, D. et Ilica, D.: *L'utilisation de la pyridine technique à la flottation des minerais cinabrifères.*

Jude Elvira: *La destruction des écumes formées à la cyanuration des pyrites flottées.*

Bălulescu, P.: *Extinction des incendies provoqués par des poussières de charbon aux installations du jour.*

Sulea, S.: *Régimes transitoires dans le reseaux électriques miniers à basse tension.*

ACTIVITE SCIENTIFIQUE

COMPTES — RENDUS

DOCUMENTATION

CONTENTS

Băltărețu, R. and Cărăvan, C.: *Emanation of CO_2 in the mine of Lueta and their fighting.*

The origin of the CO_2 emanations in the mine of Lueta is analysed in detail, as well as the realization of a ventilation system, able to secure optimum mining conditions.

Popovici Ana and Zarea Silvia: *Flocculation agents for mining industry.*

The study presents a synthesis of all the experiments carried out by the Institute for Mining Research, in order to obtain and employ in mining industry, a scale as varied as possible of flocculation agents.

Secară, Gh., Paul, E., Zamfir, V. and Florea, A.: *The problem of the safety catches of pithead frames. I.*

In the article, the importance of the safety catching devices of pit head frames is analysed in the case of overloaded cages or those exposed to the danger of fall, due to the accidental break of the rope. The concern of the authors to determine the most adequate types of safety catches their elements of construction and work, the methods of calculation and control in use, are equally set forth.

Crețulescu, C.: *The control in work of lignite bricks, produced after the cold method and without pressure.*

The author analyses the problem of briquetting lignite smalls, in order to use the bricks for heating.

NOTES

Dogaru, M.: *Points of view concerning the rocking to production of salt exploitation wells, and the results of experiments carried out on well-models.*

Teich, I.: *The analytical determination of the influence of some specific factors on the increase of work productivity in the coal industry.*

Lăpușcă, E., Kheil, D. and Ilica, D.: *The utilization of technical pyridine in the floating of cinnabar ores.*

Jude Elvira: *The fight against foams in the cyaniding of floated pyrites.*

Bălulescu, P.: *Extinguishing fires of coal dust deposited in surface plants.*

Sulea, S.: *Transitory regimes in the electrical net work of law voltage in mines.*

RESEARCH

REVIEWS

DOCUMENTATION

СОДЕРЖАНИЕ

Бэлтэрецу Р. и Кэрэван К.: *Выделения углекислого газа и борьба с ним на руднике Луэта.*

Описываются условия выделения углекислого газа на руднике Луэта и применяемый способ проветривания, позволяющий разработку руды в нормальных условиях.

Попович Анна и Заря Сильвия: *Флокулянты для горной промышленности.*

Краткое описание исследований проведенных в горноисследовательском институте ИЧЕМИН с целью получения и применения различных флокулянтов для горной промышленности.

Секарэ Г., Паул Е., Замфир В. и Флоря А.: *Предохранительные устройства против переподъема клетей в подъемных копрах.* **I.**

Рассматриваются предохранительные устройства против переподъема клетей в подъемных копрах, описываются рекомендуемые типы устройств их действие и методы расчета и контроля.

Крецулеску К.: *Производственные испытания брикетов изготовленых из лигнитовой мелочи при нормальных температуре и давлении.*

ЗАМЕТКИ

Догару М.: *Вопрос ввода в эксплуатацию соляных екважин и результаты испытаний проведенных на моделях скважин.*

Тайх И.: *Аналитическое определение влияния некоторых факторов на рост производительности труда в угольной промышленности.*

Лэпушка Е., Кейль Д. и Илика Д.: *Применение технического пиридина при флотации ртутных руд.*

Жуде Елвира: *Борьба с пенообразованием при цианировании золотосодержащего пирита полученного путем флотации.*

Бэлулеску П.: *Тушение пожаров угольной отложившейся на установках поверхности.*

Силя С.: *Переходные режимы электрических сетях ниского напряжения.*

НАУЧНАЯ ДЕЯТЕЛЬНОСТЬ

РЕЦЕНЗИИ

ДОКУМЕНТАЦИЯ

INHALT

Băltăreţu, R. und Cărăvan, C.: *CO_2-Ausströmungen beim Grubenbetrieb Lueta und deren Bekämpfung.*

Es wird der Ursprung der beim Grubenbetrieb Lueta auftretenden CO_2-Ausströmungen untersucht und die für eine einwandfreie Bewetterung erforderlichen Massnahmen untersucht.

Popovici Ana und Zarea Silvia: *Ausflockende Mittel für die Bergbauindustrie.*

Der Aufsatz stellt eine Synthese sämtlicher, im Rahmen des Bergbau-Forschungsinstitutes zwecks Herstellung und Verwendung verschiedener für den Bergbau erforderlicher, ausflockender Mittel unternommenen Versuche dar.

Secară, Gh., Paul, E., Zamfir, V und Florea, A.: *Das problem der Sicherheits-Aufsetzvorrichtunger der Fördertürme.* **I.**

Im Aufsatz wird die Wichtigkeit der Anhaltevorrichtung in den Fordertürmen, bei überbelasteten und bei Seilbrüchen dem Fallen ausgesetzter Förderkörbe behandelt. Weiterhin werden die seitens der Verfasser als am zwekmässigsten erachteten Typen der Aufsatzvorrichtungen, deren Konstruktions-und Funktionsprinzipien sowie auch deren Berechnungs-und Prüfmethoden beschrieben.

Creţulescu, C.: *Die Betriebsprüfung der nach dem Kalten Verfahren und ohne Pressung hergestellten Lignitbriketts.*

Der Aufsatz behandelt das Problem der Brikettierung von Lignitkleinkohle mittels Bitumenemulsion zwecks Verwendung derselben als Hausbrandbriketts.

NOTIZEN

Dogaru, M.: *Gesichtspunkte bezüglich der Inbetriebsetzung von Bohrungen auf Salz und die bei Modellbohrungen erzielten Versuchsergebnisse.*

Teich, I.: *Analytische Bestimmung des Einflusses einiger spezifischer Faktoren auf die Erhöhung der Arbeitsleistung beim Kohlenbergbau.*

Lăpuşcă, E., Kheil, D. und Ilica, D.: *Verwendung technischen Pyridins bei der Flotation quecksilberhaltiger Erze.*

Jude Elvira: *Bekämpfung der Schaumbildung bei der Zyanlaugung flotierter Pyritkonzentrate.*

Bălulescu, P.: *Löschung der Brände des in Tagesanlagen gelagerten Kohlenstaubes.*

Sulea, S.: *Transitorische Betriebsbedingungen für das elektrische Stromnetz niederer Spannung bei den Grubenbetrieben.*

AUS DER WISSENSCHAFTLICHEN TATIGKEIT

REZENSIONEN

DOKUMENTIERUNG

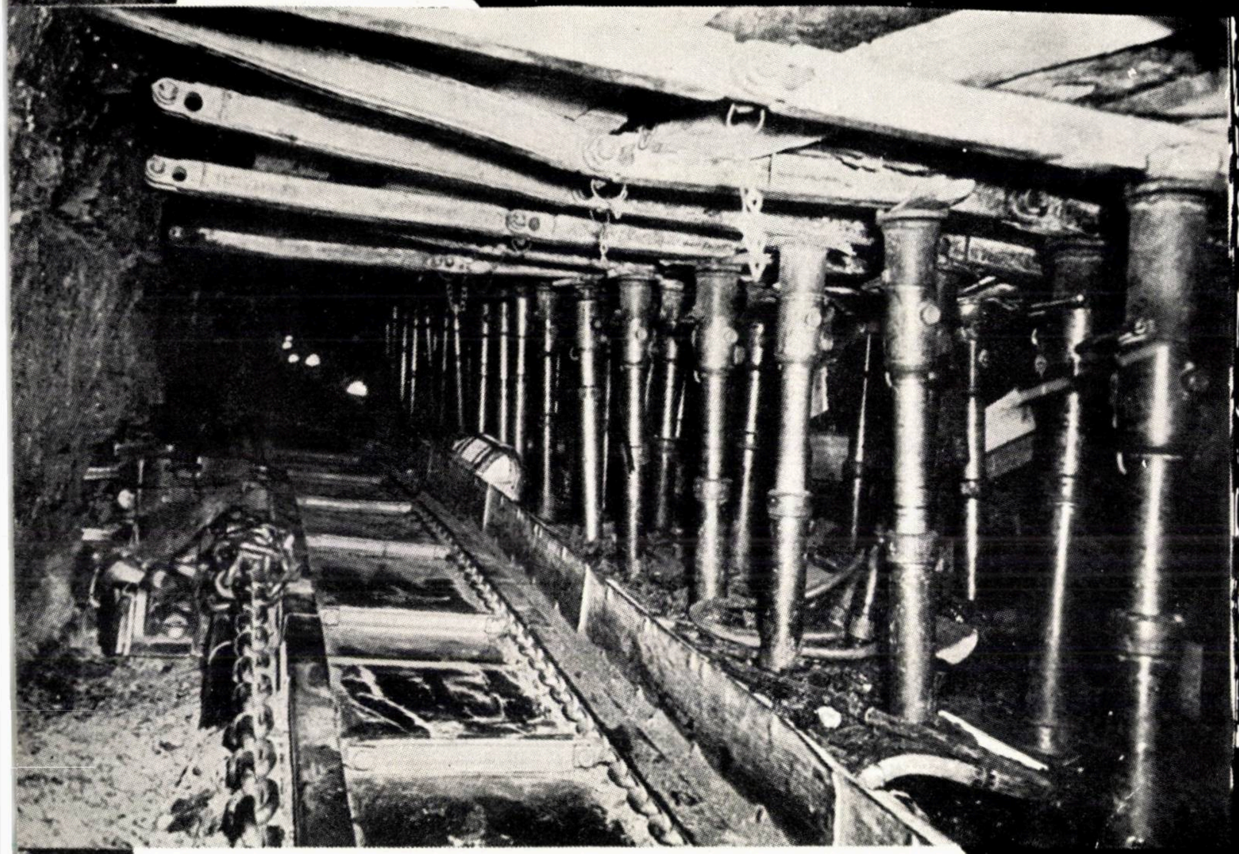
ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT
1883

M. M. E. E.
DIRECȚIA GENERALĂ CĂRBUNE

Trustul minier
MUNTENIA
PLOIEȘTI

E.M. FILIPEȘTI
COMPLEXUL DE SORTARE-ÎNSILOZARE ȘI TRIAJUL

E.M. SOTÎNGA
PUȚUL DE EXTRACȚIE „ILFOV”

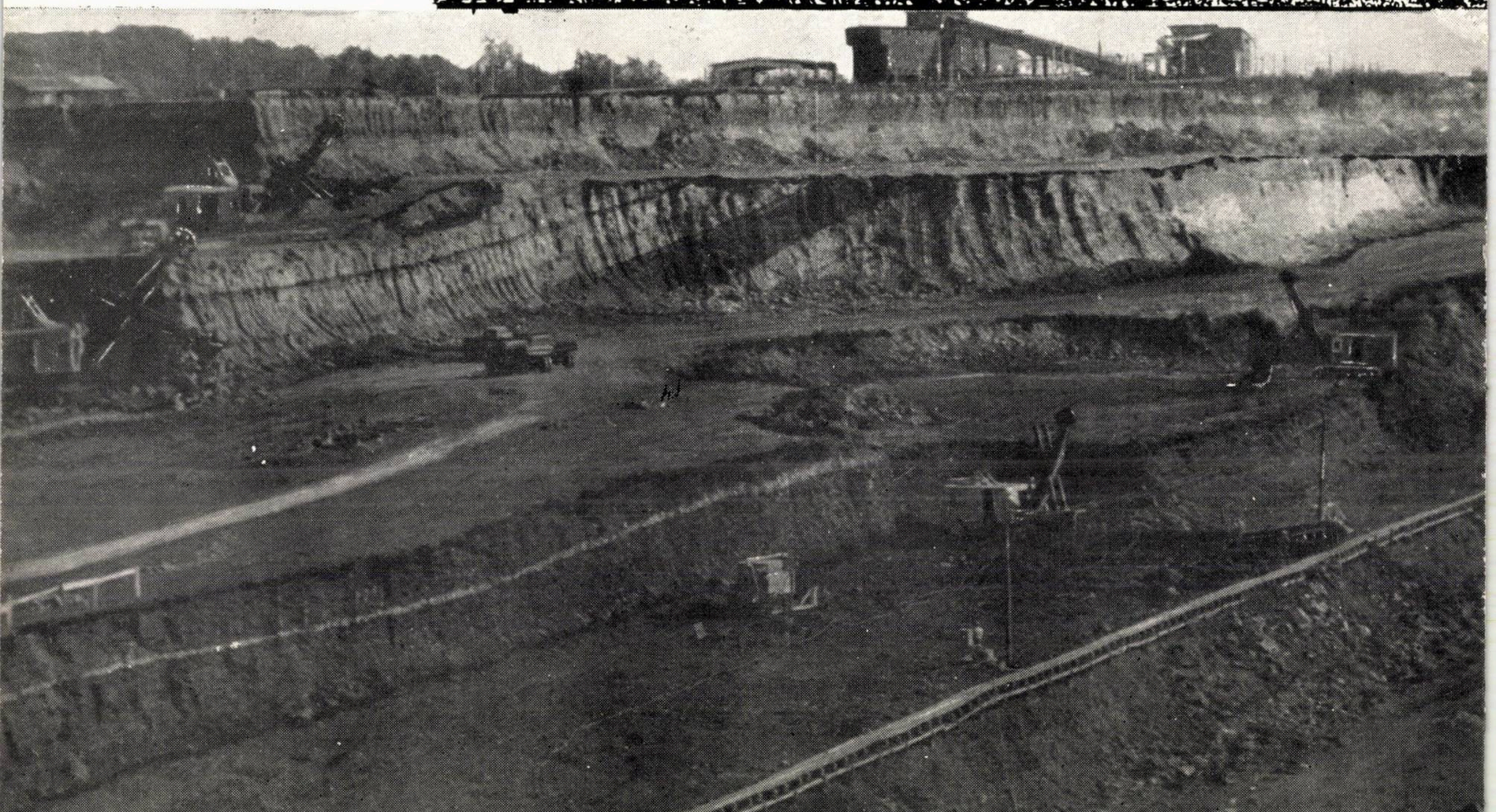


ABATAJ CU FRONT LUNG,
DOTAT CU PLUG PENTRU CĂRBUNE,
SUSŢINUT DE STÎLPI HIDRAULICI

COMBINATUL
CARBONIFER
VALEA JIULUI

TRUSTUL aurului BRAD

Trustul minier
OLTENIA
Craiova



CARIERA ROVINARI
Excavatoare la extragerea lignitului

ORSZÁGOS MŰSZAKI

Distileria chimică de lemn nr. 2 Margina şi secţia Reşiţa

Produce şi livrează fără repartiţie:

SPUMANTOL

- Agent de spumare şi aglomerare a minereurilor neferoase
- Impregnarea lemnului

LAC DE BACHELITĂ

- Izolări de bobinaje la motaore electrice
- Materiale de impregnare pentru lemn, azbest, mucava
- Lac aplicabil pe suprafeţe metalice
- Liant pentru materiale abrazive
- Adeziv în industria periilor

SELAC ARTIFICIAL

- Lac pentru mobilă
- Fabricarea cerii pentru sigilii
- Fabricare chiturilor
- Material izolant

GUDRON BRUT ŞI GUDRON SPECIAL pentru industria cauciucului

- Ingredient la fabricarea cauciucului
- Liant pentru coloranţi şi vopsele
- Construcţii de drumuri

SMOALĂ DE LEMN

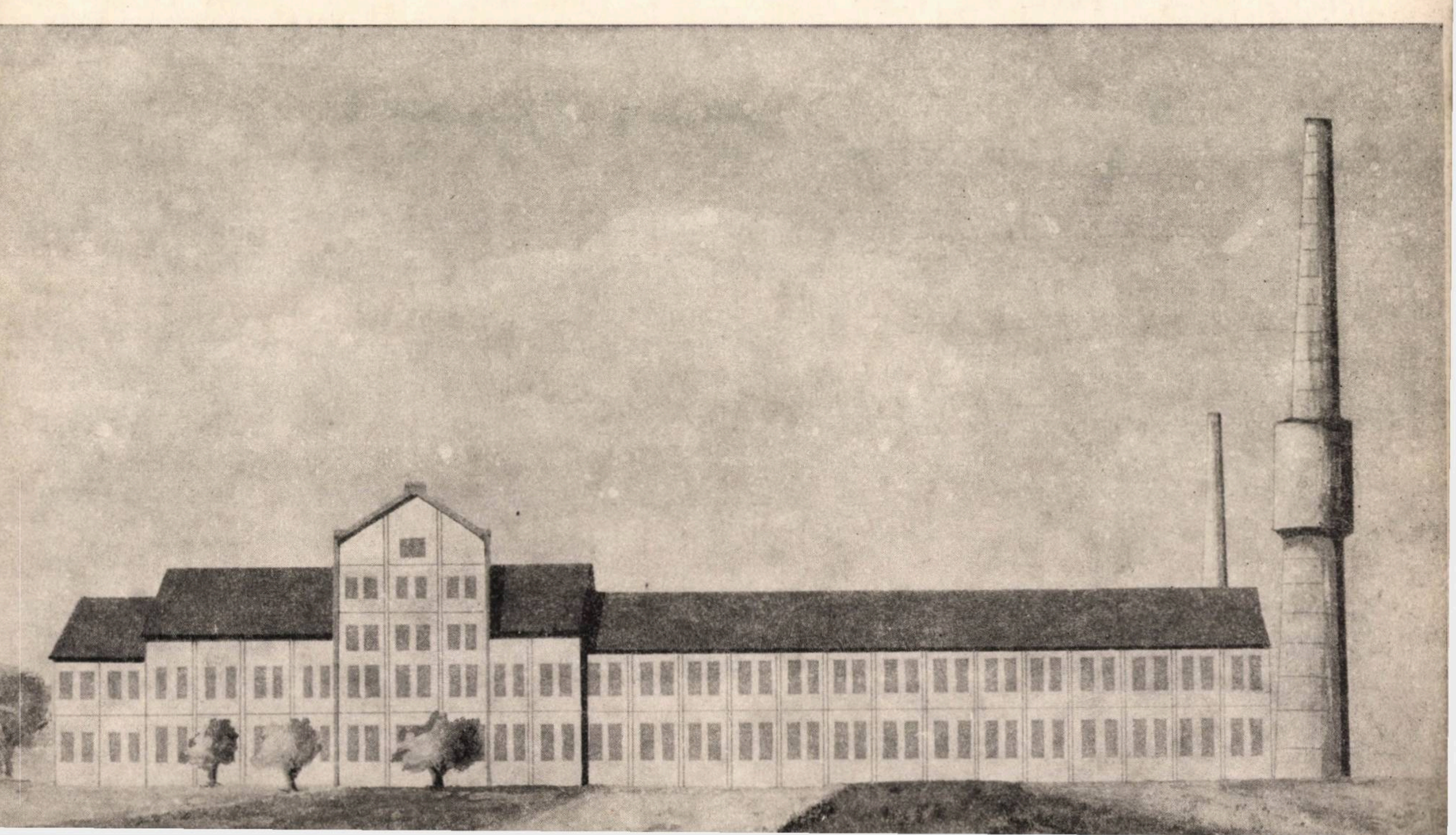
- Prepararea vopselelor
- Liant pentru coloranţi
- Izolanţi în construcţii
- Prepararea cerii negre pentru încălţăminte

PRAF DE CEMENTARE — două tipuri pentru cementarea oţelurilor

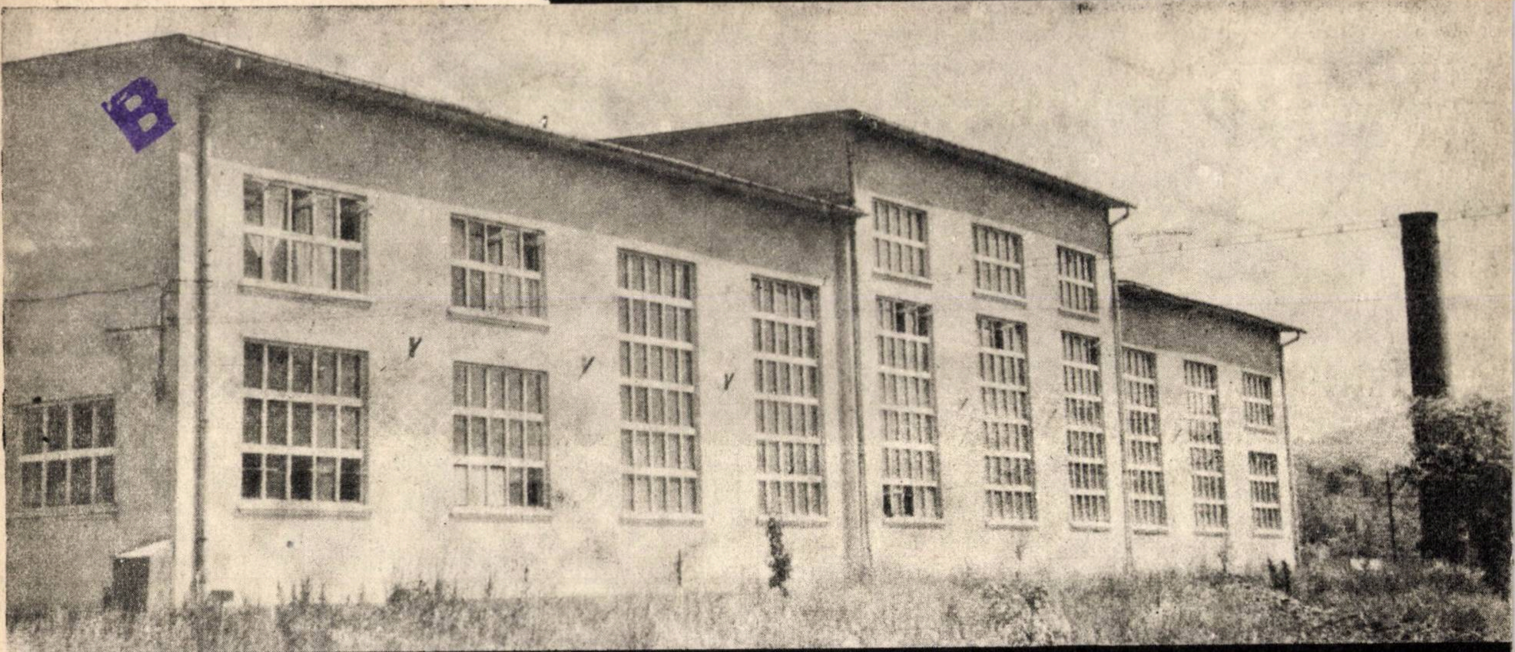
- cu carbonat de bariu
- cu carbonat de calciu

la cerere

Comenzile se vor adresa la: Distileria chimică de lemn nr. 2, Comuna Margina Raionul Făget, Reg. Banat



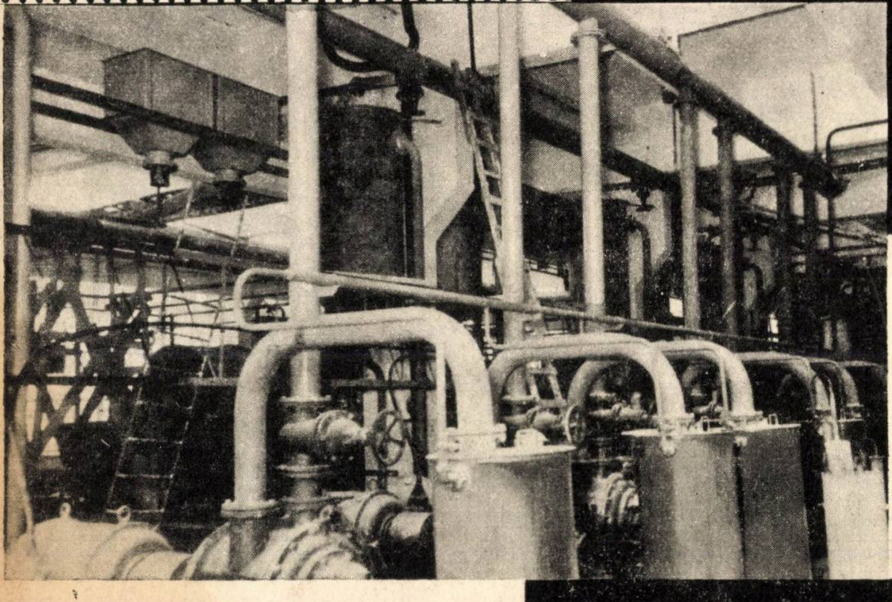
B



Stația pilot — Sectorul de cercetări miniere

Flotația centrală — Secția de pompe

TRUSTUL MINIER BAIA MARE



E 1433

REVISTA MINELOR

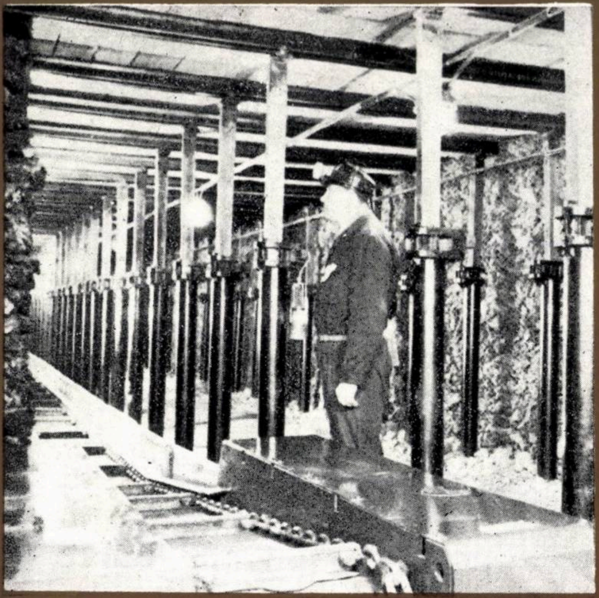
11

NOIEMBRIE

1964

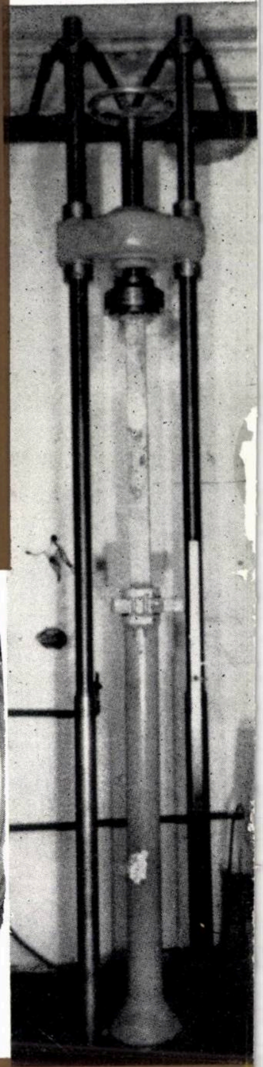
BUCUREȘTI

VOLUMUL XV • PAGINA 525—616

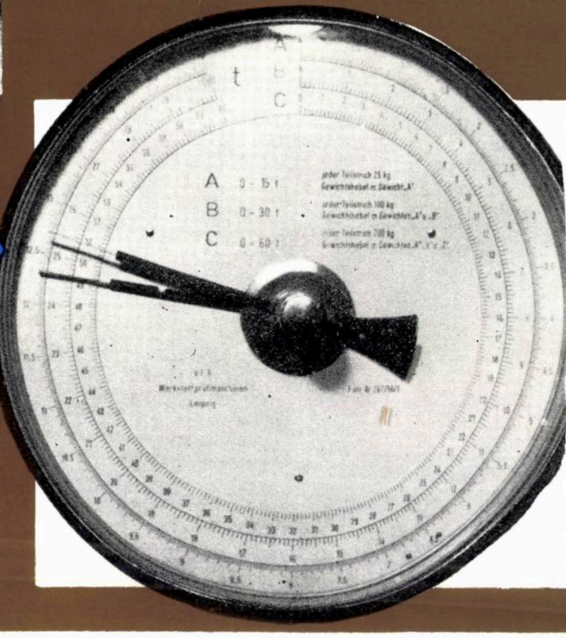


INSTITUTUL
DE CERCETĂRI MINIERE

BUCUREȘTI — CALEA VICTORIEI Nr. 220
Telefon 12.86.09 — 15.37.10



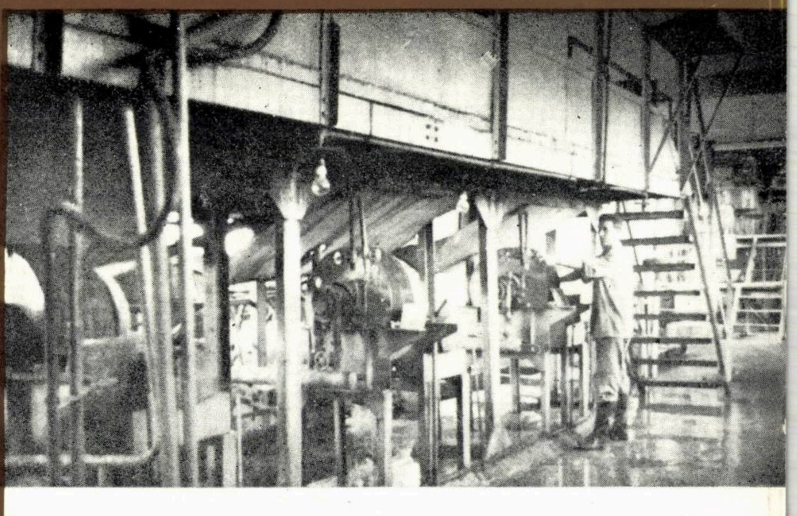
SARCINĂ 25 TONE PORTANȚI



Efectuează cercetări științifice în domeniile:

ICEMIN

- Metode de exploatare
- Mecanica rocilor și susțineri miniere
- Mecanizarea operațiilor de tăiere, încărcare și transport în subteran
- Prepararea substanțelor minerale utile
- Tehnica securității în minerit



E 1433

E 1433

11

NUMĂR SPECIAL

SESIUNE DE REFERATE ŞI COMUNICĂRI ŞTIINŢIFICE

ICEMIN 1964

MŰSZAKI KÖNY[illegible] DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT ORSZÁGOS
7883

Revista MINELOR

*ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ȘI ENERGIEI
ELECTRICE ȘI AL CONSILIULUI NAȚIONAL
AL INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR*

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. LUBENESCU D., Laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct; ing. ANTON P.; ing. BĂLTĂREȚU R.; conf. ing. BUZATU C.; candidat în științe prof. ing. COVACI ȘT.; economist ENACHE M.; ing. FOLEA I.; prof. dr. ing. HUBER PANU membru corespondent al Academiei R.P.R., prof. dr. IANOVICI V. membru corespondent al Academiei R.P.R., Laureat al Premiului de Stat; ing. KISS A.; ing. ROMAN P.; ing. ȘERBAN A.; prof. ing. VANCI GH., candidat în științe ing. VLAD P.

Revista Minelor, organ al Ministerului Minelor și Energiei Electrice și al Consiliului Național al Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R. (CNIT). Redacția: București, Strada Sfîntul Ion Nou nr. 33, Raionul Tudor Vladimirescu. Telefon 21.25.03. Administrația: IPROMIN București, Calea Victoriei nr. 109. Raionul 30 Decembrie. Telefon 13.26.45. Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinetele tehnice în contul nostru de virament: IPROMIN — Publicațiile Tehnice M.M.E.E., cont 04002014 B. I. Filiala București. Tarif pentru întreprinderi lei 100 anual. Tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri lei 30 anual. Prețul unui exemplar lei 5. Tiparul: Intreprinderea Poligrafică „INFORMAȚIA", București c. 3644

43 413

CUPRINS

SCRIPĂT, V. **Sesiunea de referate și comunicări a Institutului de cercetări miniere (ICEMIN) — prilej de bilanț al realizărilor și de confruntare științifică între cadrele de specialitate** . . . . 525—526
FODOR, I. ȘANDRU, L. și GLODEANU, E. **Susținerea metalică cu stîlpi și grinzi a abatajelor cameră din minele de lignit** . . 526—532
MEREȚ, N. **Stabilirea indicilor optimi de funcționare a mașinilor de extracție cu roată de fricțiune cu unul sau mai multe cabluri pentru transportul cu schip** . . . . 532—540
BENEA, ST. și CIUCĂ, N. **Susținerea ancorată a lucrărilor miniere orizontale din minele de minereuri** . . . . 540—546
CARPINIȘAN, D., DÎRDALĂ, C., PANAITESCU, M., PARASCHIV, V. TÖKEȘ, T., VESCAN, D. și PETRIȘOR, M. **Aparataj pentru determinarea presiunii rocilor în subteran realizat în ICEMIN** . . 547—552
SABATIN, I. și OPREA, N. **Bazele fizice ale omologării securității la explozie a utilajului electric** . 552—560
FOCȘA, I. și TAT, S. **Realizările obținute în problema explozivilor antigrizutoși** . . . . 560—562
HERȚA, N. și HÎNCU, L. **Studiul normelor pentru controlul funcționării spălătoriilor de cărbuni.** 562—570
STOIAN, A. și IACOBAN, I. **Pregătirea minereurilor și concentratelor de fier de granulație fină pentru furnale** . . . . . 571—576
BUTUCESCU DOINA, ZĂTREANU A. ȚENȚULESCU, D., RUSU, L., BALCANY, A. și BOLCHI, F. **Îmbunătățirea calității nisipului de Aghireș pentru utilizarea în industria geamurilor** . . . . 576—581
CRISTOVICI, M., FRUMOSU, B., APOSTOLESCU, E., POPESCU, M., SIVRIU, M. și MARIN, I. **Aplicarea flotației colective pentru plumb și zinc la minereurile neferoase în vederea aplicării unui nou procedeu metalurgic.** 582—586
MARDEROS, L. și POPA, E. **Îmbunătățirea fluxului tehnologic la flotația unui minereu complex.** 586—589
IONESCU, N. și DUMITRESCU ANA. **Precizări cu privire la însușirile de cocsificare a huilelor din R.P.R. și utilizarea lor la fabricarea cocsului** . . . . . 589—592
PASCALIDE ,GH., POPOVICI ANA, DUMITRESCU DOINA, ZAREA SILVIA și GHEORGHE ELENA. **Cercetări și rezultate în domeniul sintezei și folosirii reactivilor de flotație** . . . . 592—595
NIȚULESCU, I., MOCANU ANA, FILIPEANU LIDIA, ANGHEL LUCIA și SAPORTA ECATERINA. **Analiza mineralogică cantitativă a probelor tehnologice de minereuri** . . . . 595—601
MARIN, I. și SIVRIU, M. **Aspecte economice ale preconcentrării în medii dense a unor minereuri neferoase** . . . . . 602—604
Rezumatele aletor comunicări prezentate la sesiune . . . . . . 604—615

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

Sesiunea de referate şi comunicări a Institutului de cercetări miniere (ICEMIN) — prilej de bilanţ al realizărilor, şi de confruntare ştiinţifică între cadrele de specialitate

Ing. *V. SCRIPĂŢ*
directorul ICEMIN

În cel de-al cincilea an al planului economic de şase ani, muncitorii minieri şi cei din uzinele de preparare, împreună cu inginerii şi tehnicienii din unităţile miniere şi-au intensificat eforturile şi muncesc cu entuziasm pentru îndeplinirea şi depăşirea sarcinilor care le-au fost încredinţate de partid şi guvern.

Alături de ei, colectivul de lucrători din Institutul de cercetări miniere a folosit din plin toată capacitatea de muncă şi priceperea pentru rezolvarea în timp util şi la un nivel tehnico-ştiinţific ridicat a problemelor pe care le ridică dezvoltarea industriei extractive miniere.

Directivele Congresului al III-lea al P.M.R. prevăd, pe lîngă creşterea într-un ritm accentuat a producţiei miniere, o serie de sarcini concrete în activitatea de cercetare, sarcini care au format obiectivele principale spre care s-au concentrat eforturile şi atenţia cercetătorilor din institut. Este suficient să exemplificăm dintre acestea: introducerea metodelor avansate în construcţia minelor, stabilirea metodelor de exploatare de înaltă productivitate, reducerea consumului specific de lemn de susţinere în minele de cărbuni, extinderea mecanizării operaţiilor grele şi cu mare volum de muncă din subteran, valorificarea superioară a minereurilor neferoase, concentrarea minereurilor de fier cu conţinuturi reduse, înnobilarea substanţelor nemetalifere, valorificarea superioară a huilei şi a lignitului ş.a.

Orientîndu-şi permanent activitatea spre aceste importante sarcini, colectivele de cercetare din ICEMIN, avînd sprijinul şi colaborarea permanentă a inginerilor, muncitorilor şi tehnicienilor din unităţile miniere au reuşit să aducă o însemnată contribuţie în rezolvarea multora dintre problemele importante ale industriei miniere, atît în domeniul extracţiei, cît şi în cel al preparării substanţelor minerale utile.

Sesiunea de referate şi comunicări tehnico-ştiinţifice a Institutului de cercetări miniere, ţinută în aprilie a.c., a constituit una din manifestările ştiinţifice organizate de institut, care a permis trecerea în revistă a lucrărilor elaborate în anul 1963, în cadrul unui mare număr de probleme de cercetare, a rezultatelor obţinute şi a contribuţiei aduse în problemele respective.

În acelaşi timp această manifestare a oferit prilejul unei dezbateri mai largi a problemelor avînd în vedere participarea cadrelor de specialişti din unităţile miniere, direcţiile generale ale M.M.E.E., precum şi din diferite institute de cercetări şi proiectări.

Cele 44 referate şi comunicări susţinute în sesiune — deşi reprezintă numai o parte din lucrările elaborate de ICEMIN în anul trecut — scot totuşi în evidenţă activitatea intensă a colectivelor de cercetare, succesele obţinute şi orientarea care trebuie dată în viitor în problemele ridicate de producţie.

Astfel, în domeniul susţinerii abatajelor din minele de lignit, demne de menţionat sînt cercetările întreprinse pentru reducerea consumului de lemn de susţinere în abatajele cameră, prin introducerea susţinerii cu stîlpi şi grinzi metalice. Rezultatele obţinute în anul 1963 şi apoi în anul curent au creat premise favorabile pentru reducerea în continuare a consumului specific de lemn în minele de lignit.

O altă problemă, în care au fost înregistrate rezultate bune, este aceea a susţinerii galeriilor cu ancore. Ancorele de beton, spre exemplu, fac posibilă reducerea totală a consumului de lemn de mină şi scăderea costurilor de susţinere.

Metodele de exploatare de înaltă productivitate pentru minele de minereuri, au format, de asemenea, obiectul unor studii în cursul anului 1963. Pe baza proiectului elaborat de cercetători, pentru zăcămîntul Moldova Nouă, se fac în prezent pregătiri pentru experimentarea metodei de exploatare cu galerii de suborizont, cu găuri de mină în lungime de 10—14 m, metodă care se va aplica pentru prima dată în ţară.

Stabilirea tehnologiei de formare şi utilizare a noului exploziv AM-1 constituie o altă realizare a colectivelor de cercetare din institut. Acest exploziv, similar astralitei în ceea ce priveşte caracteristicile balistice, este de cinci ori mai ieftin şi se poate manipula şi depozita fără măsuri speciale.

Cele expuse mai sus reprezintă numai cîteva din temele referatelor din domeniul exploatării, prezentate în sesiune, teme faţă de care participanţii au manifestat un viu interes şi care au prilejuit ample dezbateri.

În domeniul preparării substanţelor minerale utile, cercetările întreprinse în anul 1963 au înregistrat o serie de rezultate bune în probleme ca: reducerea conţinutului de fier în concentratele zincoase, recuperarea cuprului din clincherele de la cuptoarele Wälz, aplicarea flotaţiei colectiv-selective de zincpirită la Uzina Bocşa, prepararea pe cale chimică a sărurilor de potasiu, îmbunătăţirea calităţii unor substanţe nemetalifere şi altele.

Tehnologiile stabilite în unele din aceste probleme cum sînt: deferizarea concentratelor zincoase, flotarea colectiv-selectivă de zinc-pirită, au fost aplicate în practică în anii 1963—1964.

De asemenea, în problema valorificării cuprului din clinchere se menționează faptul că în prezent experimentările se desfășoară la scară industrială cu rezultate bune.

Problemele arătate, ca și altele din domeniul preparării, au fost supuse unor discuții științifice în cadrul sesiunii, atît în ce privește tehnologiile studiate, cît și sub unele aspecte legate de anumite operații din procesul tehnologic (finețea de măcinare a minereurilor, sortimentul și dozajul reactivilor, etc.), constituind astfel un schimb util de experiență între cadrele de specialitate.

Lucrările de cercetare, care au format obiectul referatelor din domeniul tehnicii securității muncii în subteran, au adus, de asemenea, un aport în rezolvarea unor probleme ca: împușcarea în mediu grizutos, stabilirea unor noi tipuri de explozivi antigrizutoși și termorezistenți, îmbunătățirea aerajului în minele de minereuri și în saline, combaterea prafului silicogen în subteran etc. Noul exploziv antigrizutos (AG), pe bază de azotat de amoniu și nitroglicerină, studiat și experimentat de Stația de cercetări pentru securitatea minieră-Petroșeni, poate fi folosit cu același grad de siguranță, atît în atmosferă explozivă cu metan, cît și în atmosferă explozivă cu metan și praf de cărbune. Explozivul termorezistent (TR), pe bază de azotat de amoniu, poate fi menținut 72 ore la o temperatură de +150°C fără a detona sau a se descompune.

Tot în cadrul sesiunii, S.C.S.M.-Petroșeni a mai prezentat o serie de referate privind bazele fizico-matematice ale omologării utilajelor destinate pentru funcționarea în atmosferă inflamabilă, studiul caracteristicilor capselor electrice și explozoarelor, în vederea măririi gradului de securitate în lucrările de împușcare și reducerea concentrațiilor de CO_2 din emanațiile subterane.

Această succintă prezentare a unora dintre realizările colectivelor de cercetare, care au fost expuse în sesiunea tehnico-științifică a institutului, sînt numai cîteva exemple din bilanțul activității desfășurate de ICEMIN în cursul anului 1963, bilanț încheiat cu multe alte rezultate pozitive.

Trebuie subliniat faptul că dezbaterile care au avut loc în cele trei zile ale sesiunii științifice, pe lîngă faptul că au oferit prilejul de informare reciprocă a participanților asupra noilor rezultate obținute în cercetarea minieră și introducerea progresului tehnic în producție, au constituit și un mijloc de verificare a capacității colectivelor de cercetare în atacarea și rezolvarea problemelor majore ale industriei miniere.

Ținînd seamă de succesele obținute, concluzia principală a acestei manifestări cu caracter tehnico-științific a fost aceea că munca de cercetare științifică trebuie perfecționată în continuare, pentru a răspunde, într-un timp mai scurt și la un nivel tehnico-științific și mai ridicat, sarcinilor de rezolvare a problemelor privind valorificarea complexă și superioară a resurselor minerale solide de care dispune patria noastră.

Susținerea metalică cu stîlpi și grinzi a abatajelor cameră din minele de lignit

Ing. *I. FODOR*,
ing. *L. ȘANDRU* și
ing. *E. GLODEANU*

În prezent, în toate bazinele de lignit din țară se caută a se aplica și extinde metoda de exploatare cu abataje frontale, cu susținere metalică de diverse tipuri, în scopul creării condițiilor necesare pentru mecanizarea complexă a procesului de producție. Aplicarea susținerii metalice în abatajele frontale a adus după sine economii de lemn în proporție de 70—75%.

Pe întregul minerit carbonifer, consumul de lemn de mină a scăzut în perioada 1960—1963 de la 53,4 m³/1 000 t la 39 m³/1 000 t.

Actualul ritm de înlocuire a lemnului de mină în industria carboniferă pe baza susținerii metalice aplicată în abataje frontale și galerii, a susținerii din prefabricate de beton și a susținerii ancorate, asigură în continuare reducerea consumului de lemn în special în minele de lignit.

Lucrătorii din Institutul de cercetări miniere și cei din unitățile productive și-au propus a studia și rezolva posibilitatea aplicării susținerii metalice și în abatajele cameră din minele de lignit, singurele consumatoare de lemn, nestudiate încă sub aspectul reducerii consumului de lemn. Faptul că aplicarea metodei de exploatare prin abataje cameră este impusă de condițiile de zăcămînt într-o măsură care face ca ponderea lor actuală pe întreg sectorul lignit să depășească 45%, cît și consumul lor ridicat de lemn de mină (30—40 m³/1 000 t), confirmă pe deplin justețea obiectivului propus.

Domeniul de aplicare a abatajelor cameră

În minele de lignit, abatajele cameră se folosesc în două cazuri distincte și anume:

— la exploatarea integrală sau parțială a unor strate a căror extragere prin abataje frontale nu este posibilă;

— la exploatarea pilierilor de siguranță.

Caracteristicile tehnico-miniere care influențează asupra posibilității exploatării stratului prin abataje frontale și impun aplicarea abatajelor cameră sînt: natura rocilor acoperitoare, grosimea și înclinarea stratului, prezența intercalațiilor sterile, prezența formațiunilor acvifere neasecate în vecinătatea stratului etc. În strate cu o grosime ce depășește 2,5—2,7 m, unde în abatajele cu front lung, atît susținerea cu lemn, cît și susținerea metalică se realizează în condiții grele datorită greutăților de manipulare a elementelor de susținere, se practică abatajele cameră, care sînt mult mai simple ca tehnologie de lucru și ca volum de manoperă pentru operația de susținere-dirijare. Abatajele cameră se aplică în condiții tehnice bune și economic avantajoase, în strate a căror grosime ajunge pînă la 3,2—3,4 m. Grosimea minimă este de 1,3—1,4 m.

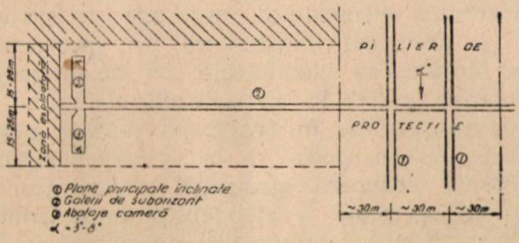

PI LIER DE PROTECȚIE
15-25m
15-25m
Zonă exploatată
①
②
④
α°
~30m
~30m
~30m
① Plane principale inclinate
② Galerii de subortzont
④ Abataje cameră
α = 5°-8°

Fig. 1. Metoda de exploatare cu abataje cameră pe înclinare.

În privința rocilor acoperitoare, abatajele cameră își găsesc aplicarea, fie acolo unde grosimea pachetelor acoperitoare pînă la suprafață este mică, fie în cazul acoperișurilor greu surpabile, care dau unde puternice de presiune provocînd greutăți la dirijarea presiunii rocilor în abatajele cu front lung.

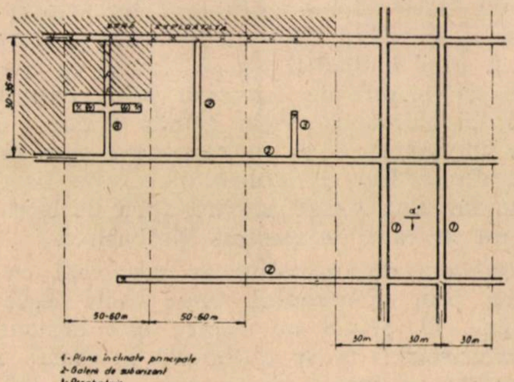

Zonă exploatată
30-35m
①
②
③
④
α°
50-60m
50-60m
30m
30m
30m
1 - Plane inclinate principale
2 - Galerii de subanzant
3 - Preabataje
4 - Abataje cameră

Fig. 2. Metoda de exploatare cu abataje cameră pe direcție.

Prezența intercalațiilor sterile sau a formațiunilor acvifere pledează de asemenea în favoarea aplicării abatajelor cameră.

Înclinarea stratului influențează mai puțin asupra alegerii metodei, mai ales că în minele de lignit înclinările sînt în general mici (pînă la 15—20°) ceea ce permite folosirea camerelor, atît pe direcție (Șotînga, Mărgineanca, Voivozi), cît și pe înclinare (Filipești, Ceptura, Jugur, Voivozi).

Toți acești factori la un loc, sau numai unii din ei, fac ca metoda de exploatare prin abataje cameră să fie folosită foarte larg în minele noastre de lignit. În cursul anului 1963 prin această metodă de exploatare s-a extras peste 52% din întreaga producție de lignit.

Principiul metodei de exploatare cu abataje cameră

Abatajele cameră se aplică de obicei sub două variante:

— abataje cameră pe înclinare (fig. 1);
— abataje cameră pe direcție (fig. 2).

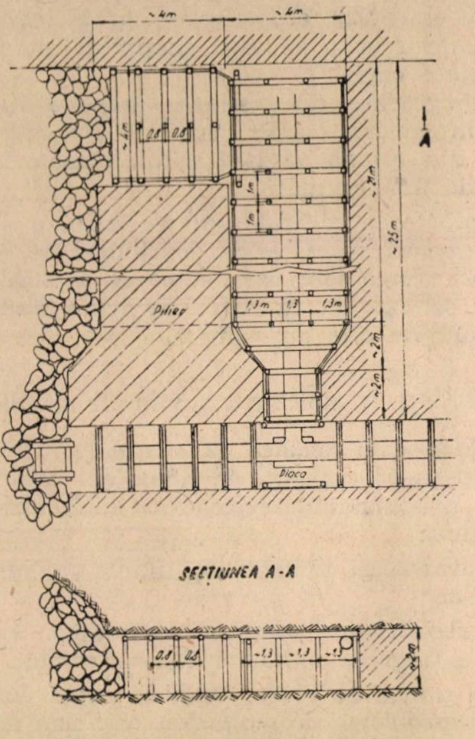

~4m
~4m
A
Pilier
1,3m
1,3m
1,3m
Placa
SECȚIUNEA A-A

Fig. 3. Metoda de exploatare în abataje cameră susținute cu lemn.

Înălțimea camerelor corespunde cu grosimea exploatabilă a stratului, iar lungimea lor este în funcție de regimul de presiune care se dezvoltă în abataj, ea determinîndu-se practic pentru fiecare exploatare minieră, fiind cuprinsă între 25 și 30 m.

Pentru ca regimul de presiune din abataj să fie cît mai favorabil, între două camere vecine se lasă de obicei un pilier de protecție de 2—4 m lățime, care se exploatează în retragere (fig. 3). Exploatarea lui integrală nu este posibilă, fapt care duce la pierderi de zăcămînt.

Dirijarea presiunii rocilor acoperitoare se realizează prin prăbușire, în care scop armăturile de lemn se împușcă parțial. La retragere se lucrează uneori sub protecția stivelor de lemn. Limitarea prăbușirii în galeria de acces se realizează tot prin stive.

Din principiul metodei de exploatare cu camere aplicate în prezent în minele de lignit, s-au reținut următoarele aspecte, de care s-a ținut seamă la introducerea susținerii metalice:

— existența pilierului de cărbune dintre două camere;

— realizarea gurii abatajului la dimensiuni mai mici decît ale abatajului propriu-zis;

— prezența stivelor de lemn pe lucrările de acces în scopul limitării prăbușirii;

— prăbușirea cu întîrziere a rocilor acoperitoare datorită unor armături care nu se pot distruge prin împușcare.

În ultima analiză, toate aspectele semnalate reprezintă problema susținerii și dirijării controlate a rocilor acoperitoare, probleme ce pot influența reușita aplicării susținerii metalice în abatajele cameră.

Monografiile de susținere folosite în lemn sînt în general simple constînd din cadre alcătuite din grindă pe 2—4 stîlpi, plasate în cîmpuri de 0,5—1,0 m.

Exploatarea pilierului dintre camere se face prin atacări succesive cu deschideri de 3—4 m, dinspre fund spre gura camerei. Susținerea în pilier se execută cu cadre de lemn dispuse la 90° față de cele din cameră.

Posibilități de aplicare a susținerii metalice

1. *Elemente metalice de susținere.* Introducerea susținerii metalice în abatajele cameră impune procesului de exploatare două etape tehnologice:

— avansarea camerei cu montarea susținerii metalice;

— recuperarea susținerii metalice, cu sau fără extragerea pilierului dintre camere.

Din punct de vedere tehnic, prima etapă nu ridică probleme deosebite, cu atît mai mult cu cît în abatajele cameră, datorită frontului îngust, presiunile sînt cu mult mai mici decît în abatajele frontale. Sub aspectul susținerii, montării și rezistenței elementelor componente, s-a apreciat că susținerea metalică se pretează mai bine decît susținerea cu lemn.

Etapa a doua însă, în caz că nu se lucrează cu pilier între cameră, este o operație neproductivă, ridicînd în plus probleme tehnice legate de posibilitatea recuperării integrale a susținerii metalice, în condiții de deplină siguranță.

Din punct de vedere funcțional, s-a apreciat (comparativ cu susținerea cu lemn) că pentru susținerea abatajelor cameră, corespund stîlpii metalici cu pană tip ICEMIN, a căror tasări pentru sarcini de 20 tone nu depășesc 6—7 cm.

În privința grinzilor metalice, acestea nu trebuie să fie mai scurte decît lățimile curente ale abatajelor cameră, deci 3,5—4,0 m deoarece o lungime mai mică ar influența negativ productivitatea muncii și prețul de cost. În privința tipului de grindă sînt indicate grinzile tubulare cu profil patrat și laturile concave, care s-au folosit pînă în prezent în abatajele frontale și au dat deplină satisfacție.

Greutatea elementelor metalice de susținere este o problemă importantă, în special datorită faptului că elementele de susținere sînt depozitate inițial în apropierea abatajului, ele fiind transportate în front pe măsura avansării acestuia. În special în cazul stratelor groase, problema reducerii greutății elementelor de susținere prezintă o deosebită importanță în privința reducerii volumului de muncă la operația de montare a susținerii.

În ceea ce privește grinzile, datorită greutății lor totuși mari pentru lungimi de 3,5—4,0 m (95—108 kg), menținerea lățimii normale a camerei, în cazul aplicării susținerii metalice, capătă două aspecte și anume:

— folosirea unei grinzi pe întreaga lățime a abatajului;

— folosirea a două grinzi scurte montate cap la cap.

Experimentările viitoare vor clarifica soluția recomandabilă.

2. *Scut metalic de răpire.* Problema principală a aplicării susținerii metalice în abatajele cameră este crearea posibilităților de a recupera integral și în deplină siguranță cadrele metalice care s-au montat. În acest scop, ICEMIN a proiectat un dispozitiv special care să asigure, atît recuperarea susținerii, cît și controlarea dirijării rocilor acoperitoare, în condiții de deplină siguranță. Acest dispozitiv este scutul metalic de răpire (fig. 4) care constă din două tălpi orizontale *1* legate prin traversa *2* și cadrul de consolidare *3* în care se află 2 stîlpi hidraulici GS *4*. Cadrul de consolidare se sprijină de traversă prin contrafișele *5*. Stîlpi hidraulici susțin grinda *6* care are în față doi suporți 7 și un cozoroc *8* spre surpătură. De cadrul de consolidare este fixat în spate un scut *9* care separă zona de lucru de spațiul în care s-a produs prăbușirea.

Tractarea dispozitivului se realizează cu un troliu, prin intermediul unui cablu legat de cîrligele *10*. Scutul de răpire este demontabil în subansamble ce se bulonează în abataj. Subansamblul cel mai greu cîntărește circa 200 kg, iar întregul dispozitiv circa 1 000 kg. Pentru ca dispozitivul să funcționeze în bune condiții este necesar ca, atît culcușul, cît și coperișul să nu prezinte denivelări importante. În acest scop vatra camerei trebuie curățită, iar tavanul camerei — bandajat.

Pentru răpirea susținerii metalice se procedează astfel:

— se montează scutul astfel ca grinda lui să fie între ultima grindă montată în abataj şi fundul abatajului, iar bandajele de la tavan să depăşească în consolă grinda scutului;

— se înţepeneşte grinda scutului în tavan cu ajutorul stîlpilor hidraulici;

— se răpesc strîngătorii dintre ultimele două cadre din abataj;

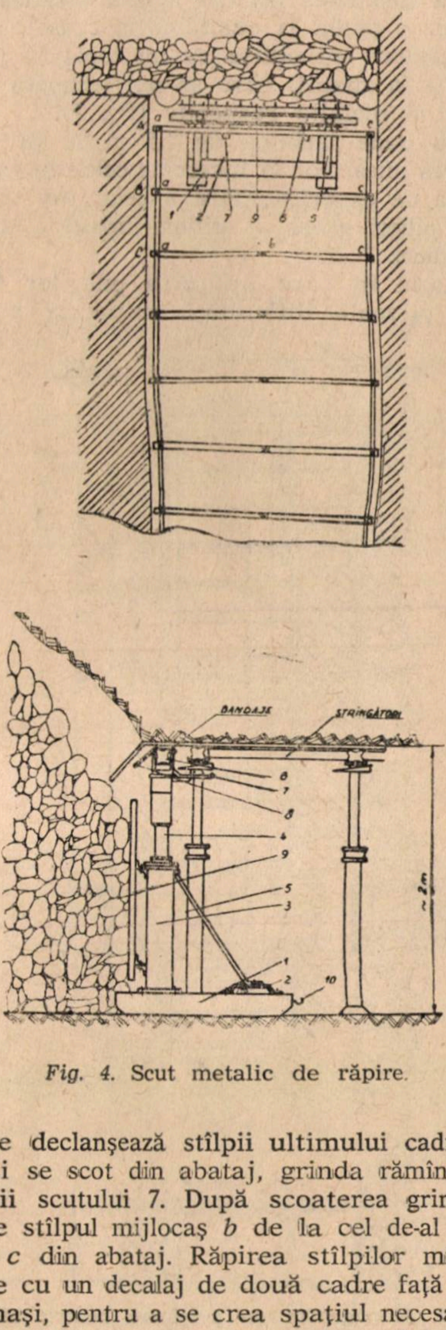


Fig. 4. Scut metalic de răpire.

— se declanşează stîlpii ultimului cadru metalic şi se scot din abataj, grinda rămînînd pe suporţii scutului 7. După scoaterea grinzii, se răpeşte stîlpul mijlocaş *b* de la cel de-al treilea cadru *c* din abataj. Răpirea stîlpilor mijlocaşi se face cu un decalaj de două cadre faţă de cei mărginaşi, pentru a se crea spaţiul necesar mişcării scutului şi scoaterii grinzilor răpite;

— se tractează scutul pînă la cadrul metalic următor;

— se înţepeneşte grinda scutului cît mai aproape posibil de grinda metalică ce urmează a fi răpită.

În timpul tractării scutului de la un cadru la altul, bandajele de la tavan se sprijină cu un capăt pe grinda scutului şi astfel este împiedicată scurgerea materialului din coperiş în faţa dispozitivului, chiar dacă coperişul este rupt.

În cazul în care coperişul nu se prăbuşeşte imediat, scutul are rolul de a realiza, prin grinda sa, o linie de forfecare a rocilor acoperitoare în scopul prăbuşirii lor repede şi sigur.

Grilajul cu care este dotat scutul împiedică pătrunderea materialului prăbuşit în spaţiul de lucru.

În acest fel, operaţia de demontare şi răpire a cadrelor metalice se execută în deplină siguranţă, datorită scutului metalic care preia funcţiile armăturilor metalice pe timpul demontării şi scoaterii lor din abataj.

3. *Monografiile de susţinere pentru abatajele susţinute metalic.* Pînă la stabilirea precisă a

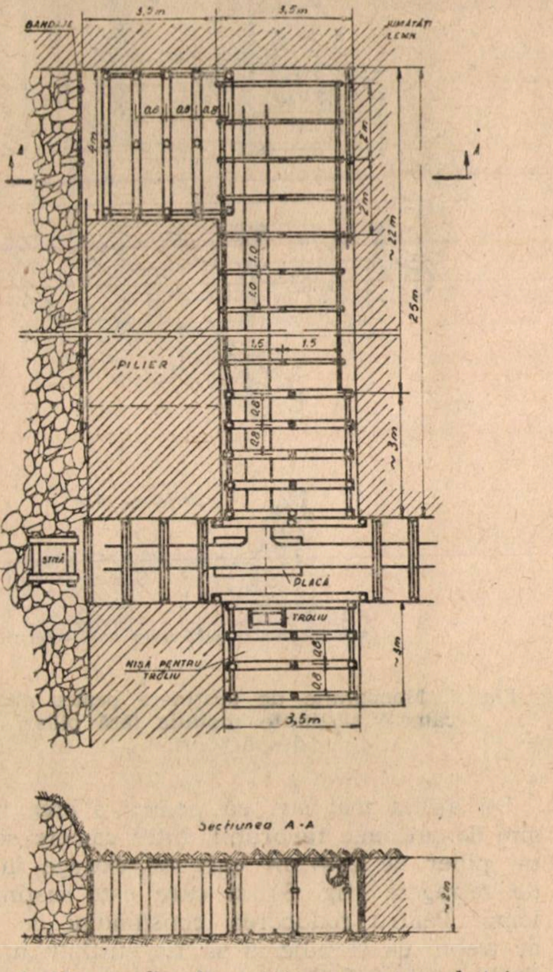


Fig. 5. Monografie de susţinere pentru abataje cameră susţinute metalic şi pilier de 3,5 m lăţime susţinut cu lemn.

regimului de presiune din abatajele cameră, considerăm că nu este indicat a se modifica dimensiunile camerelor, păstrîndu-se aceleaşi dimensiuni ca şi la susţinerea cu lemn.

Totuşi s-a renunţat la strangularea dimensiunii camerei în porţiunea de atacare, pentru a da posibilitatea răpirii integrale a susţinerii metalice şi a scoaterii scutului metalic din abataj. Zona de atacare a rămas susţinută cu lemn, deoarece în această porţiune s-a procedat la demontarea scutului.

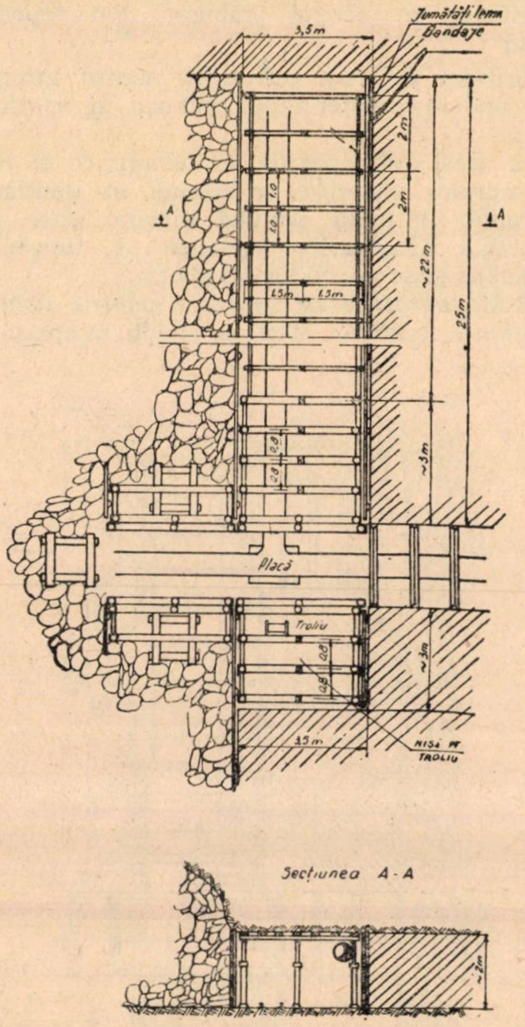


FIG 6

Fig. 6. Monografie de susţinere pentru abataje cameră susţinute metalic fără pilieri despărţitori.

S-a arătat mai sus că pentru a crea un regim de presiune favorabil, între camere se lasă un pilier de 2—4 m care se extrage în faza de retragere (fig. 5) şi care este susţinut cu lemn. Pentru reducerea consumului de lemn, ar trebui ca şi pilierul să fie susţinut metalic. Problema prezintă aspecte tehnice destul de complicate, legate de posibilitatea de a recupera şi această susţinere.

Problema poate fi simplificată prin eliminarea completă a pilierilor despărţitori (fig. 6), variantă care se va experimenta numai după cunoaşterea precisă a regimului de presiune în condiţii locale.

În funcţie de lăţimea pilierului, aceştia pot fi clasificaţi în :

— pilieri înguşti care se pot extrage pe toată lăţimea lor dintr-o singură împuşcare ;

— pilieri groşi care se extrag pe toată lăţimea din mai multe împuşcături.

Din punctul de vedere al posibilităţii de a susţine metalic spaţiul din pilier şi de a răpi această susţinere, pilierii înguşti prezintă avantajul de a putea fi susţinuţi în consolă cu frigări metalice introduse cu un capăt în grinzile montate în abataj, care se pot recupera o dată cu cadrul metalic respectiv (fig. 7).

Acolo unde lăţimea de 1,5 m se va dovedi a fi prea mică, vor fi încercate celelalte variante. Ordinea de experimentare a celor trei variante va fi : pilieri groşi — pilieri înguşti — camere fără pilieri.

În cazul în care aplicarea pilierilor înguşti nu va prezenta dificultăţi, susţinerea metalică a pilierilor nu va ridica probleme deosebite ; va fi chiar mai avantajoasă menţinerea acestor pilieri înguşti, decît eliminarea lor totală.

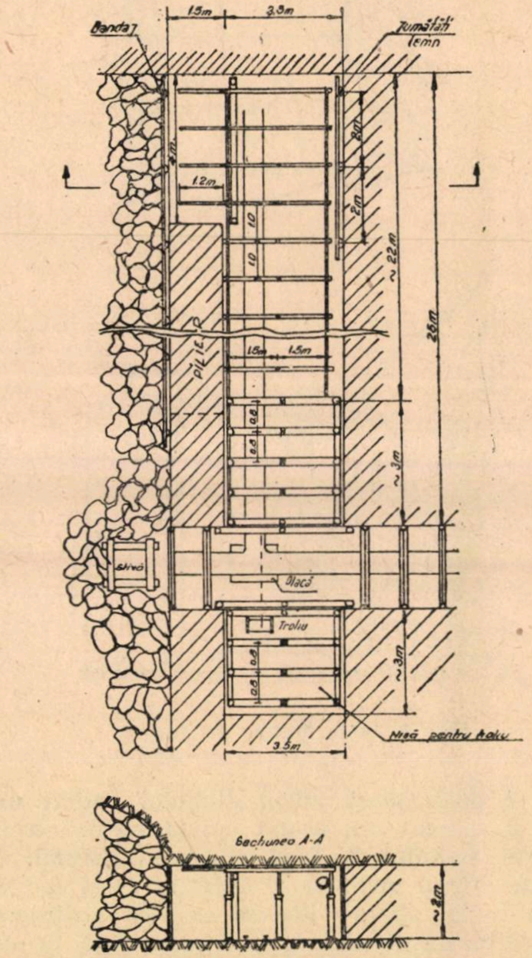


Fig. 7. Monografie de susţinere pentru abataje cameră susţinute metalic cu pilier de 1,5 m, susţinuţi cu frigări.

În toate cele trei variante, unul din pereţii camerei este necesar a fi bandajat pentru a împiedica pătrunderea materialului prăbuşit în zona de lucru.

Datorită scutului de răpire, care în faza de retragere este tractat pe toată lungimea camerei, depozitarea sterilului nu se mai poate face pe unul din culoarele abatajului și el va trebui, fie scos din abataj, fie aruncat în spațiul pilierului excavat, ceea ce necesită un consum de muncă în plus față de susținerea cu lemn.

Rezultatele primelor experimentări

Primele experimentări s-au executat la Filipeștii de Pădure, într-unul din panourile stratului III sectorul Roșioara. În acest panou stratul prezintă o grosime de 2,0—2,2 m și o înclinare ce variază între 0 și 7°. Rocile acoperitoare sînt formate din nisipuri fine, cenușii ușor cementate, în alternanță cu marne și argile. Distanța pînă la suprafață este aproximativ 30 m. Culcușul este format din marnă argilonisipoasă. Avînd în coperișul direct nisip, stratul nu se poate exploata pe toată grosimea lui, lăsîndu-se în tavan un banc de cărbune de 0,2—0,3 m.

Camerele au avut lungimi cuprinse între 20 și 29 m, lățimea lor fiind de 3,2—3,5 m. S-au folosit stîlpi cu fricțiune ICEMIN II cu toc de 1,2 m și grinzi tubulare cu profil patrat și laturile concave tip ICEMIN de 110 × 110 × 9 mm avînd o lungime de 3,2 m.

S-au experimentat primele două variante și anume cea cu pilieri groși (3—5 m) susținuți cu lemn (fig. 5) și alta cu pilieri înguști de 1,5 m susținuți cu frigări metalice (fig. 7).

Din punctul de vedere al consumului de lemn, al timpului necesar răpirii unui cadru, al posibilităților de a controla dirijarea cu scutul metalic, cît și al securității muncii, pilierii înguști s-au dovedit a fi avantajoși.

Montarea susținerii metalice consumă un timp mai mic decît montarea unui cadru de lemn, reprezentînd 62%. Datorită însă operațiilor de bandajare a tavanului și a unui perete lateral, volumul de muncă, respectiv consumul de timp, crește cu circa 30% față de susținerea cu lemn.

Avansările realizate nu au depășit 3,5 m/zi, însă există rezerve suficiente pentru a atinge avansări mai mari. Cauzele care nu au permis realizarea unor avansări mai mari au fost legate, pe de o parte de probleme organizatorice, iar pe de altă parte — de lungimea mare a traseului de transport.

Scutul metalic de răpire s-a comportat bine în întreaga perioadă de experimentare. Montarea lui durează 2 ore, iar demontarea 1,5 ore.

Răpirea completă a unui cadru și retragerea scutului pînă la cadrul următor durează în medie 15 min.

Măsurătorile de presiune efectuate au arătat presiuni maxime de 20 tone pe stîlp în gura camerei pe stîlpii mijlocași în faza de retragere.

Organizarea muncii s-a făcut în echipe de doi oameni pe schimb, transportul din gura abatajului pînă la punctul de încărcare s-a făcut cu vagonete de 0,8 tone pe o distanță de circa 300 m, fiind asigurat de către doi vagonetari în regie.

Indicii tehnico-economici realizați în primele 8 camere experimentale sînt prezentați în tabela 1.

Față de camerele susținute cu lemn, aplicarea susținerii metalice aduce după sine operații noi cum sînt : bandajarea tavanului și montarea unui perete lateral, montarea și demontarea scutului precum și răpirea susținerii metalice, dintre care ultimele trei sînt neproductive. Toate aceste operații fac ca volumul de muncă să crească cu 7% față de susținerea cu lemn. În afară de aceasta, operațiile prezintă o mai mare varietate și necesită din partea muncitorilor cunoștințe mai largi.

Tabela 1

Indici tehnico-economici realizați în abatajele cameră susținute metalic

Nr. crt.	Specificații	Pilieri înguști					Pilieri groși			Realizări în camere susținute cu lemn str. III Roșioara
		1V	1E	2E	3E	2V	4E	3V	5E	
1	Lungimea camerei, m	22	25	29	26	21	24	26	20	25
2	Viteza de avans, m/zi	1,5	1,75	1,89	2,1	2,72	3,0	3,45	3,03	3,0—4,0
3	Producția realizată, t	194	303	293	287	235	365	296	341	—
4	Posturi prestate, p	119	107	88	89	58	72	58	74	—
5	Productivitatea muncii, t/post	1,63	2,83	3,33	3,22	4,05	5,06	5,12	4,61	4,8—5,0
6	Consum specific de lemn, m^3/1 000 t	23,4	5,16	5,9	5,9	2,3	13,3	8,15	16,6	27—37
7	Consum specific de cherestea m^3/1 000 t	9,5	5,7	3,6	2,3	3,8	4,4	5,3	5,0	—

Concluzii
Obiectivele cercetărilor viitoare

Primele experimentări efectuate au confirmat în bună parte ipotezele pe baza cărora s-a prevăzut aplicarea susţinerii metalice. Datorită diversităţii aspectelor sub care a apărut problema, cercetările efectuate pînă în prezent nu le-au putut cuprinde pe toate. Acestea au fost atacate în ordinea importanţei pe care le prezintă, urmînd ca pe măsura rezolvării primelor aspecte, cercetările să se extindă şi asupra celorlalte probleme pe care le ridică susţinerea metalică a abatajelor cameră.

Pînă în prezent experimentările efectuate au demonstrat următoarele:

1. Susţinerea cu cadre metalice se poate realiza în bune condiţii. Cadrele metalice asigură o susţinere corespunzătoare mai rezistentă decît cea în lemn şi mai puţin costisitoare. De asemenea este mai puţin voluminoasă creînd premizele necesare introducerii mecanizării în procesele din abataj.
2. Tipul de stîlp şi grindă folosite, respectiv stîlpii cu pană ICEMIN II şi grinzile tubulare, s-au comportat corespunzător, deşi greutatea lor este mare.
3. Recuperarea elementelor de susţinere se poate realiza integral, rapid şi în condiţii de siguranţă, cu ajutorul dispozitivului proiectat şi realizat special pentru această operaţie. Scutul metalic de răpire a funcţionat bine, deşi i se mai pot aduce îmbunătăţiri în privinţa tractării şi a reducerii greutăţii proprii.
4. Folosirea susţinerii de lemn în pilierii groşi nu rezolvă problema reducerii consumului de lemn decît parţial, creează dificultăţi la controlarea dirijării şi aduce după sine realizarea unui coeficient de extragere redus.
5. Introducerea susţinerii metalice reclamă un consum de muncă sporit faţă de susţinerea în lemn, din care cauză îmbunătăţirea indicilor tehnico-economici trebuie să fie rezultatul măririi vitezelor de avansare, pe calea mecanizării proceselor din abataj.
6. Aplicarea susţinerii metalice în abatajele cameră aduce importante economii prin reducerea consumului de lemn şi a preţului de cost pe tona de lignit extrasă.

Plecînd de la concluziile trase după primele luni de experimentări, cercetările vor fi continuate asupra următoarelor obiective:

1. Continuarea măsurătorilor de presiune în scopul determinării precise a regimului de presiune, în urma căruia să se stabilească monografia optimă de susţinere şi să se găsească cel mai potrivit tip de stîlp şi grindă din punct de vedere funcţional şi al condiţiilor de exploatare pentru abatajele cameră.
2. Studierea posibilităţilor de susţinere metalică a pilierilor groşi în cazul în care regimul de presiune reclamă folosirea lor.
3. Experimentarea în continuare a pilierilor înguşti şi a camerelor fără pilieri, în scopul majorării coeficientului de exploatare.
4. Studierea posibilităţilor de mecanizare a proceselor din abataj, în scopul obţinerii unor indici tehnico-economici superiori.
5. Extinderea experimentării metodei pentru condiţiile de zăcămînt cît mai diferite (cît mai multe strate şi cît mai multe bazine), pentru a putea trage concluzii generale în privinţa posibilităţilor tehnice ale metodei şi a eficienţei ei economice.

Stabilirea indicilor optimi de funcţionare a maşinilor de extracţie cu roată de fricţiune cu unul sau mai multe cabluri pentru transportul cu schip

Ing. *N. MEREŢ*
candidat în ştiinţe tehnice

I. Creşterea capacităţii de producţie a minelor a ridicat ca problemă de primă necesitate mărirea capacităţii instalaţiei de extracţie, mai ales din punctul de vedere al extracţiei greutăţilor sporite de la adîncimi mari.

Tipurile existente de instalaţii de extracţie cu un singur cablu ar fi putut rezolva această problemă în cazul măririi diametrului cablurilor şi a gabaritelor instalaţiilor. Cum însă diametrul cablului nu poate depăşi anumite limite (60—70 mm), rezultă că aceste instalaţii de extracţie nu duc la soluţia cea mai economică a problemei.

În această direcţie un important pas înainte se realizează prin introducerea la minele de cărbuni şi minereuri a instalaţiilor de extracţie cu cabluri multiple (fig. 1). Acestea oferă posibilitatea de a se face importante economii la mijloacele de bază în construcţia suprafeţei minelor şi duc la micşorarea greutăţii şi a preţului de cost al maşinilor de extracţie, la mărirea securităţii în extracţia minieră.

Împărțirea sarcinii suspendate pe cîteva cabluri prezintă o serie de avantaje în transportul minier vertical în comparație cu instalațiile de extracție obișnuite, cum sînt:

— posibilitatea de construire a minelor cu producții mari fără a fi limitate de capacitatea de extracție a instalației;

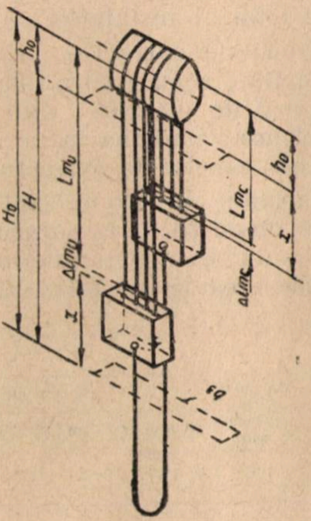


Fig. 1. Schema cinematică a unei instalații miniere de extracție cu multicablu.

— realizarea exploatării simultane de la mai multe orizonturi;

— automatizarea totală a instalațiilor de extracție folosite pentru transportul utilului sau sterilului și acționarea de la distanță a celor folosite pentru transportul personalului;

— mărirea securității în exploatarea instalației miniere de extracție;

— micșorarea diametrului cablului și reducerea în proporția respectivă a diametrului roții de fricțiune;

— diminuarea, de asemenea, a gabaritului total al instalației de extracție și ca urmare, micșorarea maselor în mișcare;

— îmbunătățirea simțitoare a condițiilor de exploatare a cablurilor, pentru că ele nu lucrează în aer liber și nu sînt supuse la schimbări brusce de temperatură;

— se crează posibilitatea de folosire a motoarelor electrice de acționare cu viteze mai mari, al căror preț de cost este mai mic comparativ cu al motoarelor electrice cu viteze mici.

Printre neajunsurile instalațiilor de extracție cu multicablu se numără următoarele:

— se complică îngrijirea cablurilor, dat fiind faptul că sînt mai multe;

— instalațiile cu multicablu nu pot fi utilizate la adîncirea puțurilor;

— este limitată posibilitatea de utilizare a instalațiilor cu două vase de extracție (schipuri) la minele cu adîncimi de extracție mici;

— deplasarea elastică a cablului pe căptușeala roții de fricțiune uzează cablul;

— folosirea cablurilor de echilibru impune necesitatea adîncirii puțului de extracție, mărind astfel cheltuielile de investiții;

— din cauza împărțirii neegale a sarcinii de ridicat pe cabluri, cele care sînt sub sarcină se alungesc față de celelalte, iar cînd sarcina este mare, și luată de un singur cablu, acesta se rupe, obligînd în acest fel, de cele mai multe ori, schimbarea tuturor cablurilor.

Interesant de remarcat este faptul că în ultimul timp în practica mondială se observă o tot mai accentuată tendință de folosire a instalațiilor miniere de extracție cu roți de fricțiune.

În prezent, în Franța 29%, iar în R.F.G. și Belgia pînă la 90% din totalul instalațiilor de extracție în lucru, sînt instalații de extracție cu roți de fricțiune.

În Anglia, S.U.A., Republica Sud Africană se reutilează un mare număr de instalații de extracție cu mașini cu cabluri multiple.

În Uniunea Sovietică pentru prima dată a fost montată și încercată în condiții de exploatare mașina de extracție cu multicablu de la mina 5—6 Kalinin „Kuibîșevugol" din Donețk. De asemenea, minele noi construite sînt utilate cu instalații de extracție cu cabluri multiple și un mare număr de instalații sînt reutilate cu mașini de extracție cu multicablu. Fabrica constructoare de mașini „15 ani LKSMU" din Donețk construiește mașini de extracție cu roți de fricțiune.

Trecerea la folosirea în extracția minieră a instalațiilor cu cabluri multiple micșorează diametrul cablului la mașinile cu două cabluri de 1,41 ori și la mașinile cu patru cabluri de două ori în comparație cu mașinile cu un singur cablu de extracție. În anul 1947 la o mină din R. F. G. s-a reutilat instalația de extracție cu mașina cu multicablu, ceea ce a permis să înlocuiască cablul de la mașina de extracție obișnuită, care avea diametrul de 95 mm (adîncimea minei $H = 1\,400$ m și capacitatea de extracție a vasului 12 000 kg) cu patru cabluri cu diametrul de 44,5 mm fiecare.

După normele de exploatare a cablurilor, sarcina maximă la un cablu nu trebuie să depășească 1/9 din forța de rupere și ținînd seamă de greutatea proprie a cablului, sarcina maximă pe cablu nu trebuie să fie mai mare de 2/9 din forța de rupere a cablului. Din practica exploatării instalațiilor cu multicablu reiese că accelerația și încetinirea este de aproximativ 0,9 m/s^2, valoare care din punctul de vedere al utilajului folosit și al consumului de energie electrică este economică. Diametrul optim al cablului este socotit d = 54 mm, cu greutate liniară de 12,3 kg/m; mărind productivitatea extracției, se mărește diametrul cablului pînă la limită și numai după aceea se trece la mărirea numărului de cabluri. La minele din Republica Sud Africană se folosesc numai cabluri cu toroane (construcția Lang) cu rezistența la rupere de 197—205 kg/mm^2, cablurile spirale de construcție închisă se folosesc la instalațiile de extracție cu un singur cablu și roată de fricțiune.

În Europa și mai ales în Anglia, cablurile de construcție închisă sînt larg răspîndite în extracția minieră cu multicablu.

Pînă în prezent nu există o părere comună în legătură cu felul de acționare electrică a mașinilor miniere de extracție. Adepții acționării cu motoare electrice de curent alternativ subliniază următoarele avantaje: prețul de cost al mașinii este mai mic, există posibilitatea automatizării totale a întregului complex de extracție etc. Există de asemenea părerea că folosirea motoarelor electrice de curent alternativ este avantajoasă pînă la puterea de 1 000 kW, însă pierderile de energie în reostate, din perioada de demarare, care au influență asupra consumului de energie electrică și a randamentului total, este unul din motivele pentru care se folosesc des sistemele de acționare cu curent continuu (respectiv sistem M—G, acționare ionică) ș.a.m.d.

Referindu-ne la practica mondială minieră în alegerea tipului de acționare a mașinilor miniere de extracție, se pot da unele exemple.

Astfel, în R.F.G. se preferă sistemul M—G de acționare. Din datele statistice publicate, viteza maximă de extracție (sistemul M—G) este în jur de aproximativ 0,6 $\sqrt{H}$, iar la acționarea cu motoare asincrone, aproximativ 0,32 $\sqrt{H}$. Sarcina cea mai mare de extracție la sistemul M—G, înregistrată după datele din anul 1956, a fost $Q = 25,2$ tone (la o mașină cu patru cabluri și viteza maximă de extracție $v = 23,4$ m/s).

Firma suedeză ASEA, care în anii de după cel de-al doilea război mondial construiește și comercializează un mare număr de mașini de extracție cu roți de fricțiune, folosește acționarea atît cu motoare electrice de curent alternativ, cît și de curent continuu, iar folosirea fiecărui tip de acționare este legată de posibilitatea utilizării frînării dinamice.

La minele de minereu din Republica Sud Africană foarte răspîndită este acționarea cu motoare de curent alternativ. Se remarcă o instalație unde mașina este acționată de un motor cu o putere de 2 000 kW și o viteză maximă de 24 m/s.

Din practica extracției în S.U.A., unde utilizarea mașinilor multicablu este limitată mai ales din cauza adîncimii mici la care se găsesc stratele de cărbune, se poate da următorul exemplu: la mina „Bunker”, din statul Virginia de vest, la adîncimea de extracție $H = 146$ m, este folosită instalația de extracție cu șase cabluri, contragreutate și colivie cu două etaje, cu o productivitate de 600 tone pe zi. Colivia se deplasează de-a lungul ghidajelor metalice cu o viteză $V_{max} = 2,52$ m/s — mașina este acționată de un motor electric trifazic 220/440 V, angrenaj cu coeficientul de transmisie 25 : 1, randamentul total al instalației $\eta = 0,85$.

Fiecare sistem de extracție, printre care și sistemul de extracție cu multicablu, are domeniul lui rațional de utilizare, care este definit de indicii tehnico-economici și de avantajele și dezavantajele sistemelor de extracție comparate.

Dacă comparăm pe complexul tehnologic cheltuielile de investiții de la puțurile principale și auxiliare, vom avea pentru diferite sisteme de extracție indicii redați în tabela 1.

Tabela 1

Instalația de extracție cu un singur cablu	Cu tobe cilindro-conice	Cu tobe cilindrice			
		∅ 6 m	∅ 5 m	∅ 4 m	∅ 3—2,5—2 m
	100%	100%	100%	100%	100%
Instalația de extracție cu multicablu	25 %	61 %	69 %	82 %	120—140 %

Obs. Cheltuielile de investiții au fost calculate pentru instalații de extracție de la suprafață. Calculele au fost făcute după proiectele tip executate de institutele Iujghiproșaht și Donețkghiproșaht în 1958.

Din tabela 1, se vede că, în general, investițiile la instalațiile de extracție cu multicablu sînt mai mici decît la instalațiile miniere de extracție cu un singur cablu.

Alegerea definitivă se face la proiectare prin compararea diferitelor variante cu ambele tipuri de mașini.

Nu este rațională utilizarea instalațiilor de extracție cu multicablu atunci cînd înlocuiesc instalațiile cu un singur cablu cu tobe cu diametrul de 2—3 m.

II. Problema principală în analiza posibilităților de utilizare a instalațiilor de extracție multicablu este securitatea exploatării instalației.

Pentru sistemul de multicablu trebuie verificată îndeplinirea condiției de nealunecare a cablurilor.

Notînd cu:

f — coeficientul de frecare a cablului pe roata de fricțiune (cablu — căptușeală);
α — unghiul de înfășurare a cablului;
e — baza logaritmilor naturali;
S_g — tensiunea într-un cablu de partea ramurii neîncărcate (goale);
S_p — tensiunea într-un cablu de partea ramurii încărcate (pline),

coeficientul de siguranţă contra alunecării σ_a, va fi :

$$\sigma_a = \frac{S_g\,(e^{f\alpha} - 1)}{S_p - S_g}. \qquad (1)$$

Notînd cu :

σ_a^{st} — coeficientul static de siguranţă contra alunecării la instalaţia de extracţie cu multicablu în stare de repaus sau în mişcare uniformă a vaselor de extracţie goale, a cărei valoare este $\sigma_a^{st} \geqslant 1{,}75$;

σ_a^{din} — coeficientul dinamic de siguranţă contra alunecării, la instalaţia de extracţie cu multicablu în exploatare (cînd vasele de extracţie execută operaţiile de extracţie), a cărui valoare este $\sigma_a^{din} \geqslant 1{,}25$.

Din ecuaţia (1), dînd diferite valori coeficientului de frecare, se poate determina valoarea maximă (din condiţiile de nealunecare a cablurilor) a raportului dintre $S_p^{st} : S_g^{st}$ (tabela 2).

Tabela 2

Coeficientul de frecare, f	Raportul dintre tensiunile statice $S_p^{st} : S_g^{st}$	Raportul dintre tensiuni socotind şi efectul dinamic $S_p^{din} : S_g^{din}$
0,20	1,51	1,70
0,25	1,68	1,95
0,30	1,91	2,27

Pentru determinarea posibilităţii utilizării instalaţiei de extracţie cu multicablu este suficient să luăm raportul dintre tensiunile statice ale cablurilor, direct de la roata de fricţiune şi să-l comparăm cu mărimea din tabela 2, după aceea determinăm valoarea numerică a acceleraţiei la pornire, admisibilă, care trebuie să îndeplinească condiţiile de securitate contra alunecării, din ecuaţia :

$$a_1 \leqslant \frac{(e^{f\alpha} - 1)\ S_g^{st} - 1{,}25\,(S_p^{st} - S_g^{st})}{(e^{f\alpha} - 1)\ \sum m_g + 1{,}25\,(\sum m_p - \sum m_g)}, \qquad (2)$$

unde :

Σm_g şi Σm_p reprezintă suma maselor reduse (în mişcare) a instalaţiei de extracţie corespunzătoare de partea ramurii goale şi încărcate a cablurilor.

Pentru determinarea domeniului de folosire a instalaţiilor de extracţie utilate cu roţi de fricţiune şi pentru calculul parametrilor sistemului de extracţie ales ne folosim de metoda de calcul a prof. dr. Elancik G.M.

Această metodă dă posibilitatea de calcul a instalaţiilor de extracţie după regimul lor optim de funcţionare, adică folosirea la maximum a electromotorului de acţionare cu minimum de energie electrică luată din reţea, randamentul maxim posibil (la condiţiile de exploatare date) şi preţul de cost minim al tonei extrase.

Pentru ciclul cinematic de lucru al oricărei maşini de extracţie, se include mişcarea vaselor de extracţie, atît în perioada cu viteză constantă, căreia îi corespunde viteza de calcul maximă — V_{max}, cît şi în perioada cu viteză de mişcare variabilă. Calculul raţional al fiecărei perioade în parte permite să tragem concluziile necesare referitoare la economicitatea instalaţiei.

Regimului optim de funcţionare a instalaţiei de extracţie îi corespunde valoarea minimă a raportului dintre forţa de calcul şi greutatea utilă, $\rho_c = \frac{F_c}{Q}$ care la rîndul său determină tahograma optimă de lucru a instalaţiei de extracţie.

Valoarea minimă ρ_c asigură valoarea numerică cea mai mare posibilă pentru condiţiile de exploatare date, a acceleraţiei la pornire a_1 şi a încetinirii a_3, la oprire.

Alegerea valorii acceleraţiei a_1, pentru maşinile de extracţie utilizate cu roţi de fricţiune, se face pornind de la condiţia de folosire la maximum a parametrilor constructivi ai motorului electric de acţionare (capacitatea lui de supraîncărcare), cele mai mari valori a_1 ce le permit condiţiile de nealunecare a cablului faţă de roata de fricţiune şi de la condiţia de a obţine timpul de mişcare din perioada cu viteză variabilă de 3— 5 s.

Adaptarea metodei de calcul a prof. dr. Elancik la instalaţiile de extracţie cu multicablu permite calculul detaliat al următoarelor sisteme de extracţie :

— instalaţii de extracţie cu două schipuri ;
— instalaţii de extracţie cu un schip şi contragreutate ;
— instalaţii de extracţie cu două colivii ;
— instalaţii de extracţie cu o colivie şi contragreutate.

Instalaţii de extracţie cu două schipuri

În calculele care urmează se va folosi diagrama de viteză cu cinci perioade (fig. 2). Valorile numerice ale deplasării schipurilor în curbele de descărcare şi viteza mişcării lor în această perioadă vor fi :

$h_0 = 2{,}5$ m ;
$v_0 = 1$ m/s ;
$t_0 = 5$ s.

În acest caz timpul necesar mişcării schipurilor în afara curbelor de descărcare va fi :

$$T_1 = T - 2\ t_0 = T - 10, \qquad (3)$$

unde :

h_0 reprezintă deplasarea schipurilor în curbele de descărcare, m ;

v_0 — viteza liniară a mişcării schipului pe curbele de descărcare, m/s ;

t_0 — durata de mişcare a schipurilor pe curbele de descărcare, s:

T — durata totală a mişcării schipurilor pentru adîncimea de extracţie dată, s.

Coeficientul de masivitate, care reprezintă raportul dintre suma maselor în mişcare a instalaţiei (raportate la periferia roţii de fricţiune) şi greutatea utilă, îl vom determina folosindu-ne de formula prof. dr. Tulin. V.S.

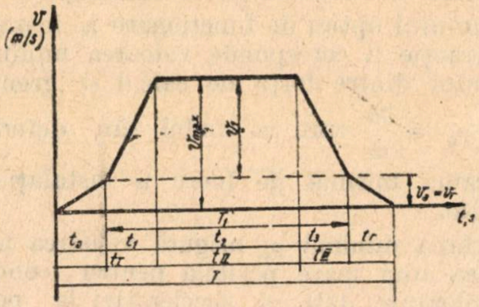


Fig. 2.

Pentru extracţia cu două schipuri va fi:

$$\mu_g = 0{,}55 + 0{,}3\ H.10^{-3}, \tag{4}$$

unde H este adîncimea de extracţie, m.

Constanta regimului termic de funcţionare a motorului maşinii de extracţie se determină după formula:

$$C = \mu_g \frac{H_1}{T_1^2}. \tag{5}$$

Caracteristica regimului termic pentru instalaţiile de extracţie cu două schipuri, se calculează după formula prof. Elancik:

$$\rho_3 = 1{,}1 \sqrt{\frac{K^2 + 12\ C^2}{1 + \frac{10}{3\ T_1}}} \tag{6}$$

unde K este coeficientul de încărcare, care pentru extracţia cu schip este 1,15.

Accelerarea optimă la demarare la instalaţiile de extracţie cu două schipuri acţionate cu motor asincron s-a determinat cu ajutorul formulei:

$$a_1 = \frac{\rho_3 - n_s - K}{\mu_g}, \tag{7}$$

unde n_s este suprasarcina admisibilă în cazuri excepţionale; la motorul asincron $n_s = 1{,}6$.

Accelerarea la pornire trebuie să fie verificată după formula:

$$a_1 \leqslant (0{,}3 - 0{,}4) \frac{H_1}{T_1} \tag{8}$$

şi pentru condiţia nealunecării cablului pe roata de fricţiune după formula:

$$a_1 \leqslant \frac{(e^{f\alpha} - 1) - S_g^{st} - 1{,}25\,(S_p^{st} - S_g^{st})}{(e^{f\alpha} - 1)\ \Sigma m_{gi} + 1{,}25\ (\Sigma m_{pi} + \Sigma m_{gi})}, \tag{9}$$

unde:

f este coeficientul de frecare a cablului pe roata de fricţiune;

α — unghiul de aderenţă a cablului pe roata motoare;

S_g^{st} — tensiunea statică în cablu pe partea goalelor;

S_p^{st} — tensiunea statică în cablu pe partea plinelor;

Σm_{pi} şi Σm_{gi} — suma maselor reduse de partea plinelor şi de partea goalelor.

Pentru $f = 0{,}3$ şi $\alpha = 180°$ prin împărţirea atît a numărătorului în ecuaţia (9) cu Q_u (greutatea utilă), cît şi a numitorului, se obţine:

$$a_1 \leqslant \frac{2{,}82\ \frac{S_g^{st}}{Q_u} - 1{,}25\ \frac{S_p^{st}}{Q_u}}{2{,}82\ \frac{\Sigma m_{gi}}{Q_u} + 1{,}25\ \frac{\Sigma m_{pi}}{Q_u}} \tag{10}$$

La sistemul de extracţie static echilibrat, tensiunea statică în cablu de partea goalelor S_g^{st} poate fi exprimată astfel:

$$S_g^{st} = Q_{schip} + p(H + h_p) - 0{,}075\ Q_u, \tag{11}$$

unde:

Q_{schip} reprezintă greutatea moartă a schipului;

p — greutatea liniară a cablului şi a cablului de echilibru, kg/m;

H — înălţimea de extracţie, m;

h_p — distanţa de la locul de fixare a cablului pînă la roata de fricţiune ($h_p \sim 50$ m);

$0{,}075\ Q_u$ — rezistenţele din puţ la coborîrea coliviei goale.

Luînd $\frac{Q_{schip}}{Q_u} = \beta_{schip}$ şi exprimînd greutatea liniară a cablului p prin adîncimea teoretică a minei, adică acea adîncime la care cablul poate să se găsească numai sub sarcina dată de greutatea proprie a sa, se obţine:

$$L_t = \frac{\sigma_r}{m\gamma_0},$$

unde:

σ_r este rezistenţa specifică la ruperea sîrmelor din cablu, kg/mm²;

m — coeficient de siguranţă;

γ_0 — greutatea specifică a cablului, kg/cm³ adică $p = \frac{Q_t}{L_t - H - 50}$, obținem :

$$\frac{S_g^{st}}{Q_u} = \beta_{schip} + \frac{H+50}{Q_u} \cdot \frac{Q_t}{L_t - H - 50} - 0{,}075 =$$

$$= \frac{2\,800\ \beta_{schip} - 156 + 1{,}075\ H}{2\,750 - H}, \qquad (12)$$

unde :

$$Q_t = \beta_s \cdot Q_u, \text{ iar } \beta_s = 1 + \beta_{schip}$$

Tensiunea de partea plinelor va fi :

$$\frac{S_p^{st}}{Q_u} = \frac{Q_u + Q_{schip} + p\,(H' + h_p) + 0{,}075\ Q_u}{Q_u} \qquad (13)$$

Exprimînd prin analogie cu ecuația (12) ecuația (13) în funcție de înălțimea de extracție și β_{schip} obținem :

$$\frac{S_p^{st}}{Q_u} = \frac{3\,006 + 2\,800\ \beta_{schip} - 0{,}075\ H}{2\,750 - H}. \qquad (14)$$

Socotim că mașina de extracție are moletă de ghidare care în cazul nostru, în momentul luat în calcule, se găsește de partea goalelor.

Greutatea moletei de ghidare o luăm egală cu 100 D^2 mol. ghid și raportul $\frac{D}{d} = 100$, după unele calcule se obține :

$$\frac{\Sigma m_{gi}}{Q_u} = \frac{285\ \beta_{schip} + 0{,}102\ H + 19{,}9}{2\,750 - H} \qquad (15)$$

și analog :

$$\frac{\Sigma m_{pi}}{Q_u} = \frac{285 + 285\ \beta_{schip}}{2\,750 - H}. \qquad (16)$$

Introducînd ecuațiile (12), (14), (15), (16) în ecuația (10), după unele transformări matematice simple, obținem ecuația necesară determinării accelerației limită, permise din punctul de vedere al nealunecării cablului de demarare.

Pe roată de fricțiune, în funcție de adîncimea de extracție pentru $f = 0{,}3$ și $\alpha = 180°$, obținem :

$$a_1 = \leqslant \frac{4\,396\ \beta_{schip} + 3{,}12\ H - 4\,192}{1\,160\ \beta_{schip} + 412 + 0{,}288\ H}, \text{m/s}^2 \qquad (17)$$

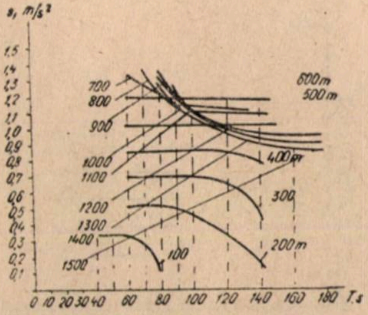


Fig. 3. Curbele pentru alegerea valorii accelerațiilor la pornirea instalațiilor de extracție cu două schipuri, utilată cu roată de fricțiune.

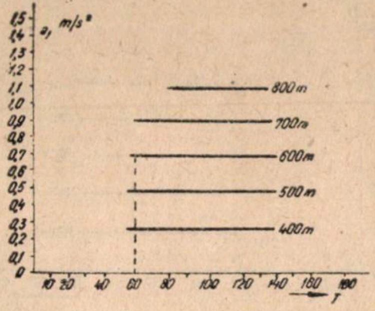


Fig. 4. Curbele pentru alegerea valorii accelerațiilor la pornirea instalației de extracție cu două schipuri, utilată cu roată de fricțiune.

$$a_1 \leqslant \frac{200 + 3{,}12\ H}{1\,572 + 0{,}288\ H}, \text{ m/s}^2 \text{ pentru } \beta_{schip} = 1 \qquad (18)$$

Tabela 3

H_m	100	200	300	400	500	600	700	800	900	1 000	1 100	1 200	1 300	1 400	1 500
μ_g	0,58	0,61	0,64	0,67	0,70	0,73	0,76	0,79	0,82	0,85	0,88	0,91	0,94	0,97	1,00
Pentru $\beta_{schip} = 1$	0,32	0,51	0,69	0,88	0,02	1,19	1,34	1,50	1,64	1,78	1,92	2,05	2,18	2,32	2,42
Pentru $\beta_{schip} = 0{,}75$	–	–	–	0,25	0,47	0,69	0,89	1,09	1,28	1,46	1,64	1,80	1,97	2,12	2,28

Tabela 4

H_m	100	200	300	400	500	600	700	800	900	1 000	1 100	1 200	1 300	1 400	1 500
$\beta_{schip} = 1$	–	–	–	0,15	0,32	0,48	0,64	0,8	6,95	0,09	1,23	1,36	1,49	1,63	1,75
$\beta_{schip} = 0{,}75$	–	–	–	–	–	–	0,19	0,39	0,58	0,76	0,94	1,11	1,27	1,44	1,58

Pentru cazul în care $\frac{Q_{schip}}{Q_u} = \beta_{schip} = 0,75$

$$a_1 \leqslant \frac{3,15\,H - 920}{1\,235 + 0,29\,H},\ \text{m/s}^2. \qquad (19)$$

Rezultatele calculelor valorilor a_1 după ecuațiile (18) și (19) sînt trecute în tabela 3.

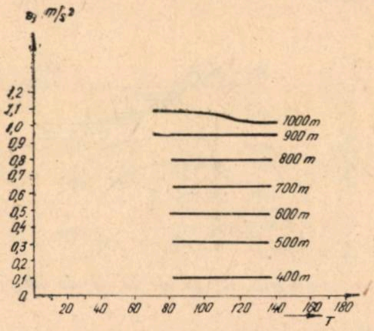


Fig. 5. Curbele pentru alegerea valorii accelerațiilor la pornirea (demararea) instalației de extracție cu două schipuri, utilată cu roată de fricțiune.

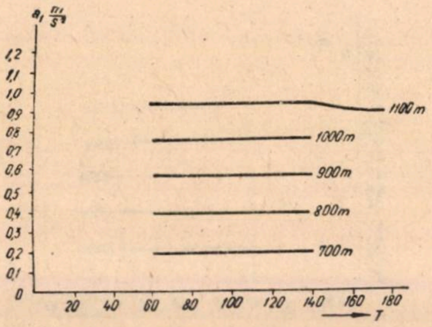


Fig. 6. Curbele pentru alegerea valorii accelerațiilor la pornirea instalației de extracție cu două schipuri, utilată cu roată de fricțiune.

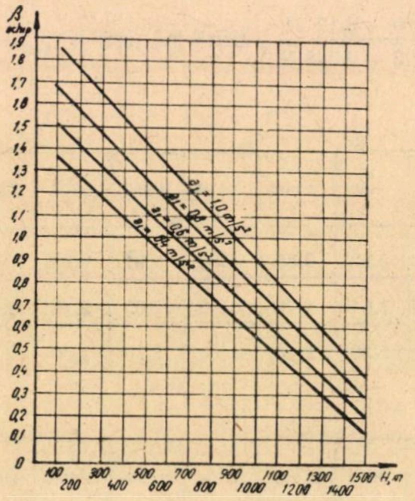


Fig. 7. Curbele pentru determinarea raportului β *schip* = *f* (a_1, *H*) la mașina de extracție cu roată de fricțiune și două schipuri.

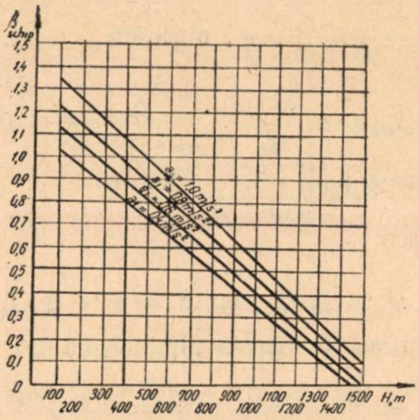


Fig. 8. Curbele pentru determinarea raportului $\beta\, schip = \frac{Q_m}{Q_n} = f(a_1, H)$ la mașina de extracție cu roată de fricțiune și două schipuri.

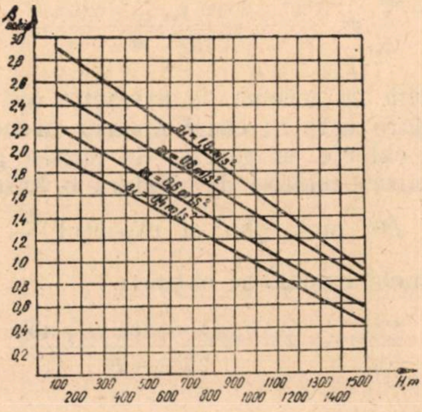


Fig. 9. Curbele pentru determinarea raportului β *schip* = *f* (a_1, *H*) la mașina de extracție cu roată de fricțiune și două schipuri.

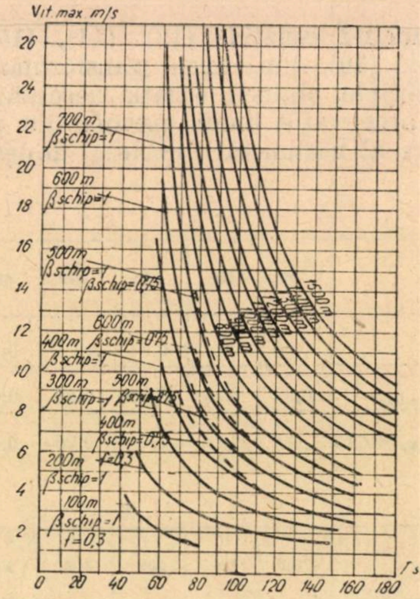


Fig. 10. Curbele pentru determinarea vitezei maxime de mișcare a cablului instalației de extracție cu două schipuri, instalație static echilibrată, utilată cu roată de fricțiune.

În cazul cînd coeficientul de frecare a cablului pe roata de fricţiune $f = 0{,}25$; $\beta_{schip} = 1$; şi $\alpha = 180°$,

$$a_1 \leqslant \frac{2{,}71\ H - 850}{1\,460 + 0{,}25\ H},\ \text{m/s}^2. \qquad (20)$$

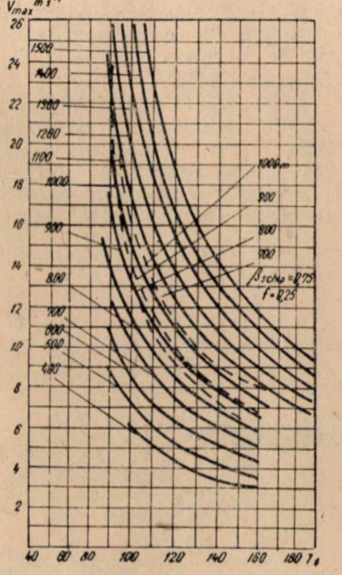


Fig. 11. Curbele pentru determinarea vitezei maxime de mişcare a cablului instalaţiei de extracţie cu două schipuri, instalaţie static echilibrată cu roată de fricţiune.

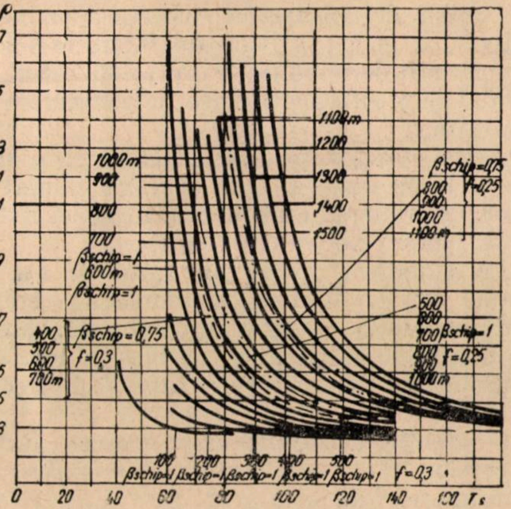


Fig. 12. Curbele pentru determinarea caracteristicii regimului dinamic al instalaţiei de extracţie cu două schipuri instalaţie static echilibrată, utilată cu roată de fricţiune.

Pentru valorile lui $f = 0{,}25$; $\beta_{schip} = 0{,}75$ şi $\alpha = 180°$,

$$a_1 \leqslant \frac{2{,}71\ H - 1\,650}{1\,145 + 0{,}25\ H},\ \text{m/s}^2. \qquad (21)$$

Rezultatele calculelor valorilor a_1 după ecuaţiile (20) şi (21) sînt trecute în tabela 4.

Mărimile numerice ale încetinirii s-au calculat după ecuaţia:

$$a_3 \leqslant \frac{1{,}15 - 0{,}35\ \rho_3}{\mu_g} \qquad (22)$$

şi după ecuaţia:

$$a_3 \leqslant (0{,}3 - 0{,}4)\ \frac{H_1}{T_1}, \qquad (23)$$

iar calculul încetinirii, la condiţiile de nealunecare a cablului pe roata de fricţiune, nu este necesar.

S-a determinat apoi binomul acceleraţiilor cu formula:

$$\varepsilon a = \frac{\beta_1}{a_1} + \frac{\beta_3}{a_3}, \qquad (24)$$

în care coeficienţii β_1 şi β_3, pentru diagrama aleasă de noi, sînt egali cu $\beta_1 = \beta_3 = 1$.

Determinăm constanta regimului cinematic:

$$E\lambda = \frac{T_2^1}{H_1\ \varepsilon_a}. \qquad (25)$$

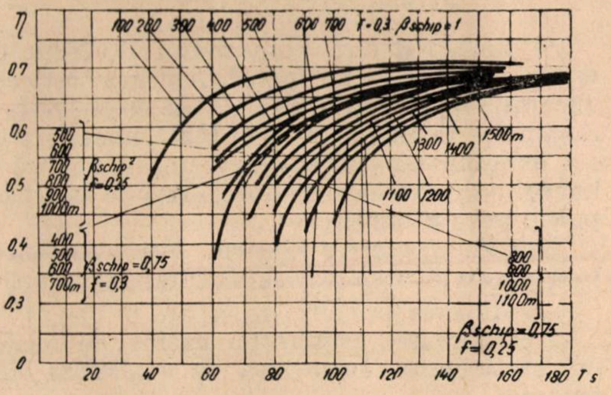


Fig. 13. Curbele pentru determinarea randamentului total al instalaţiei de extracţie cu două schipuri, sistem static echilibrat, utilată cu roată de fricţiune şi acţionată de motor electric asincron.

Coeficientul λ reprezintă raportul dintre viteza maximă şi viteza medie a vaselor de extracţie.

Viteza maximă a vaselor de extracţie se determină după ecuaţia:

$$V_{\max} = \lambda\ \frac{H_1}{T_1} + V_p, \qquad (26)$$

unde $V_p = 1$ m/s.

Coeficientul regimului dinamic, ρ, care exprimă de cîte ori puterea instalată este mai mare decît cea nominală, se determină din ecuaţia:

$$\rho = \frac{\rho_r \cdot \lambda}{\eta_z^{iz}} \qquad (27)$$

unde: η_z^{iz} este randamentul reducătorului, $\eta_z^{iz} = 0{,}92$ şi în sfîrşit randamentul instalaţiei de extracție cu roata de fricțiune și acționată de motor electric asincron se calculează după formula:

$$\eta = \frac{\eta_{motor} \cdot \eta_z^{iz}}{K \cdot \lambda}, \tag{28}$$

unde η_{motor} este randamentul motorului electric.

Toate calculele mărimilor mai sus arătate au fost efectuate pentru înălțimi de extracție de la 100 la 1 500 m. S-au construit grafice după care se pot alege valorile optime ale lui a_1, V_{max}, ρ, η și β_{schip} pentru condițiile de exploatare ale instalației de extracție date în enunțul calculului.

BIBLIOGRAFIE

[1] Elancik, G. M. *Sisteme echilibrate în extracția minieră.* Ugletehizdat, Moscova, 1953.

[2] Tulin, V. S. *Bazele teoretice ale formării liniilor tipizate în acționarea electrică automatizată la instalațiile de extracție minieră.* Moscova, 1961.

[3] Baranov, G. F. și Sokolov, A. V. *Instalațiile de extracție și construcțiile de la suprafață la minele de cărbuni din străinătate.* Gosgortehizdat, Moscova, 1959.

[4] Kelly, M. V. *Multirope friction winders.* Transaction of the Institution of Mining Engineers, nr. 4, 1957.

[5] Menkov, B. V. *Folosirea căptușelii elastice la roțile de fricțiune de la mașinile minere de extracție.* (Lucrare de dizertație), Moscova, 1962.

Susținerea ancorată a lucrărilor miniere orizontale în minele de minereuri

Ing. *ȘT. BENEA* și
ing. *N. CIUCĂ*

Pe linia reducerii consumului de lemn de mină la minele de minereuri, folosirea susținerii ancorate reprezintă o metodă de susținere larg răspîndită în ultimul timp în toată lumea și care s-a experimentat cu succes și în țara noastră în lucrările de deschidere și pregătire de la principalele unități miniere.

Față de susținerea clasică, susținerea ancorată prezintă următoarele avantaje principale:

— reducerea profilului de săpare cu 10—25%;

— conservarea echilibrului natural al rocilor cu participarea lor activă la realizarea susținerii;

— aprovizionarea mai ușoară cu materiale și montarea cu mijloace simple de mecanizare;

— productivitatea mărită și preț de cost scăzut;

— consumul de lemn practic eliminat.

Aplicarea noii metode de susținere necesită cunoașterea mai profundă a proprietăților rocilor sub diferite aspecte, cît și schimbarea acestor proprietăți în timp, care să conducă la stabilirea parametrilor caracteristici acestei susțineri.

Cercetările efectuate pînă în prezent au urmat trei căi principale:

— cercetări de laborator pentru determinarea unor proprietăți fizico-mecanice ale rocilor, elaborarea rețetelor optime de mortar și punerea la punct a utilajelor și dispozitivelor de control;

— cercetări privind stabilirea noilor procese tehnologice pînă la nivelul fazei industriale și a principalilor indici tehnico-economici;

— cercetări privind portanța diferitelor tipuri de ancore cu ajutorul unor dispozitive de smulgere executate după proiecte proprii.

I. Determinarea parametrilor susținerii

Pentru determinarea parametrilor necesari întocmirii monografiilor de susținere s-a ținut seamă, atît de relațiile teoretice de calcul, cît și de datele practice cuprinse în literatura de specialitate.

Astfel, sarcina pe care trebuie să o susțină ancorele s-a apreciat a fi egală cu greutatea rocilor, determinată cu ajutorul formulei avînd la bază ipoteza bolții de echilibru.

La stabilirea lungimii ancorelor s-a ținut seamă atît de înălțimea teoretică a bolții de echilibru, cît și de înălțimea ei reală, observată pe teren; de asemenea s-a luat în considerare consolidarea blocurilor în funcție de frecvența fisurilor.

O atenție deosebită s-a acordat portanței ancorelor, care s-a determinat experimental prin încercări de smulgere, pentru fiecare tip de rocă și ancoră trasîndu-se curba de smulgere în funcție de forța F și alunecarea s. În general, pentru ancorele cu pană, valoarea portanței s-a considerat satisfăcătoare dacă îndeplinea condițiile:

$$P_0 \geqslant 1{,}85\ f - 1{,}2, \quad \text{pentru } f = 3-7;$$
$$P_0 \geqslant 18{,}1 - 0{,}63\ f, \quad \text{pentru } f = 8-12;$$

unde:

P_0 este portanța, t;
f — coeficientul de tărie a rocilor.

Aceste relații sînt deduse din experimentările la scară industrială efectuate peste hotare.

În funcție de portanța determinată experimental și lungimea de ancoră aleasă, s-a determinat suprafața de susținere ce revine pentru o ancoră cu ajutorul relației :

$$S \leqslant \frac{P_0}{c.l.\gamma}, \text{ m}^2,$$

unde :

c este coeficientul de siguranță ;

l — lungimea ancorei, m ;

γ — greutatea specifică aparentă a rocii, t/m³.

În acest fel s-a putut determina distanța între ancore.

Valoarea forței de pretensionare T a ancorelor fixate punctiforme este $T = 0{,}8\ P_0$, recomandată în literatură.

Poziția ancorelor s-a căutat să fie transversal pe stratificație, pentru a lega cît mai multe pachete de strate între ele, iar în tavan ele s-au dispus la 45° pentru preluarea eforturilor de întindere și forfecare.

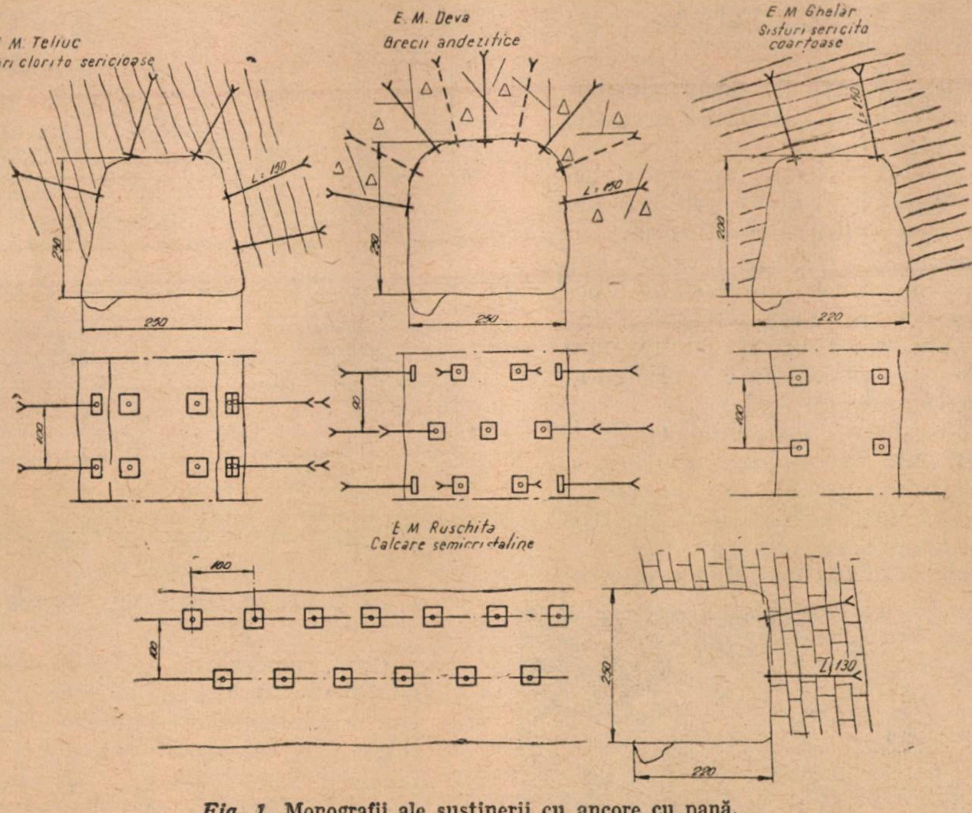


Fig. 1. Monografii ale susținerii cu ancore cu pană.

II. Experimentarea ancorelor cu pană

Din categoria ancorelor fixate punctiform s-a experimentat tipul bine cunoscut de ancoră cu pană, recuperabilă și nerecuperabilă, din oțel OL—38, cu diametrul tijei de 25 mm și lungimea cuprinsă între 1 și 2 m. Stringerea ancorei s-a făcut cu o piuliță M 24 sprijinită pe o placă de oțel de 150 × 150 × 10 mm.

În caz de necesitate, pentru reținerea bucăților mici de rocă desprinse, s-a întrebuințat împletitură metalică N 60 × 3,1 × 200 (STAS 2543—57).

În figura 1 sînt reprezentate monografiile aplicate pentru susținerea galeriilor cu secțiunea de 6 m² săpate în șisturi clorito-sericito-cuarțoase de la Teliuc și Ghelar, în brecii andezitice la Deva și în calcare semicristaline șistoase la Ruschița.

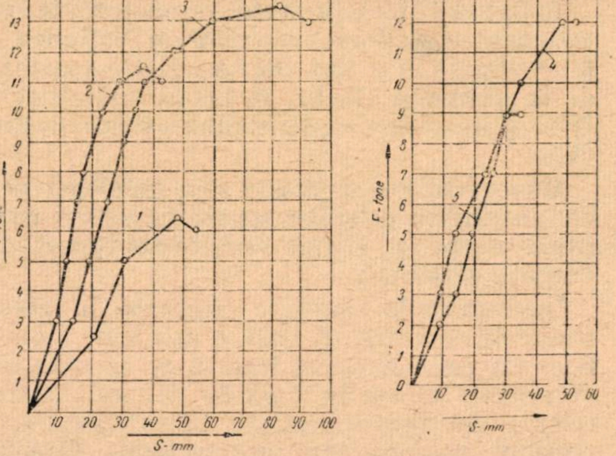
Monografii asemănătoare s-au omologat pentru susținerea galeriilor săpate în șisturi cuarțitice negre și șisturi sericito-cuarțoase din Carpații Orientali.

Încercările la smulgere efectuate în aceste tipuri de roci (fig. 2) arată o portanță a ancorelor cu pană cuprinsă între 9 și 14 tone, iar obervațiile făcute în timp de doi ani, asupra celor 1 000 ancore montate, în comparație cu porțiuni analoge susținute cu lemn, demonstrează o bună comportare a lor.

III. Experimentarea ancorelor betonate

Extinderea ancorelor cu pană s-a limitat la susținerea galeriilor săpate în roci tari și semitari, uscate și nealterabile în contact cu atmosfera din mină.

În cazul tufurilor andezitice caolinoase umede de la Lueta, datorită slabei fixări a capătului tijei în rocă, portanța înregistrată a fost numai de 2,5 t. De asemenea la Barza ancorele cu pană montate în andezite alterabile, pe lîngă o portanță nesatisfăcătoare, au prezentat alterări la suprafața rocii urmate de desprinderi de rocă în jurul tijelor, anulîndu-se astfel efectul ancorelor (fig. 3).



Eig. 2. Încercare la smulgere a ancorelor cu pană:
1 – E. M. Barza. andezite alterabile;
2 – I. E. Moldova, șisturi clorito-cuarțoase;
3 – I. M. Vatra Dornei. șisturi cuarțitice;
4 – E. M· Ghelar, șisturi siricito-cuarțoase;
5 – E. M. Teliuc, șisturi clorito-sericitoase.

Față de această situație s-a simțit nevoia să se treacă la experimentarea ancorelor fixate cu ajutorul mortarului.

1. *Prepararea mortarului.* În acest scop s-au efectuat mai întîi încercări de laborator pentru determinarea rețetei optime de mortar care să asigure rezistență mare în timp scurt, plasticitate suficientă, timp de prelucrare normal.

Lianții folosiți au fost cimenturile P 400 și RIM 200, iar pentru accelerarea prizei s-a întrebuințat clorura de calciu; ca agregat s-a întrebuințat nisip cuarțos cu granulația maximă de 3 mm.

Rezultatele încercărilor sînt reprezentate în diagrama $t-\sigma$ din figura 4, în care sînt trasate curbele mai caracteristice.

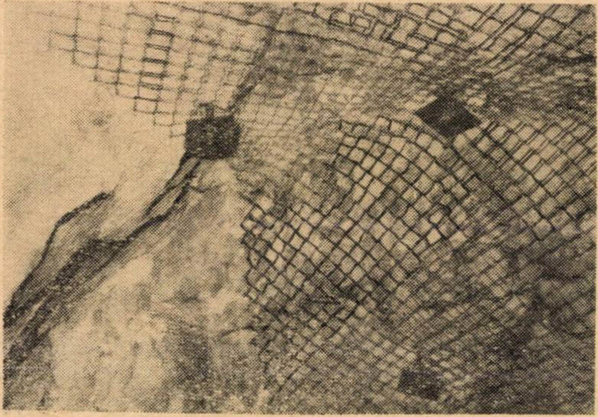


Fig. 3. Susținerea cu ancore cu pană și plasă, E. M. Barza.

Pentru cazul susținerii rocilor mai reprezentative de la Barza, rețeta, avînd la bază cimentul RIM 200 cu raportul n : C = 1 : 1 și A : C = 0,35 fără accelerator, este satisfăcătoare, deoarece după 24 ore marca betonului se apropie de 200 kgf/cm², asigurînd o bună portanță a ancorei (curba 6, figura 4).

În cazul cînd timpul de întărire trebuie să fie mai scurt, adaosul de clorură de calciu ca accelerator, în proporție de 2,5–5,0 %, duce la rezultate satisfăcătoare.

Cu aceste rețete prepararea mortarului se face în condiții normale la fața locului, manual sau cu un mic melanjor, betonîndu-se deodată 3–4 găuri.

2. *Tipuri de ancore și tehnologia de lucru aplicată.* La Barza s-au experimentat următoarele tipuri de ancore betonate:

— ancore tip Injecto cu variantele continuu cu tijă de oțel, continuu cu cabluri vechi, punctiform cu tije de oțel;

— ancore tip Perfo cu tijă Ø 25 mm.

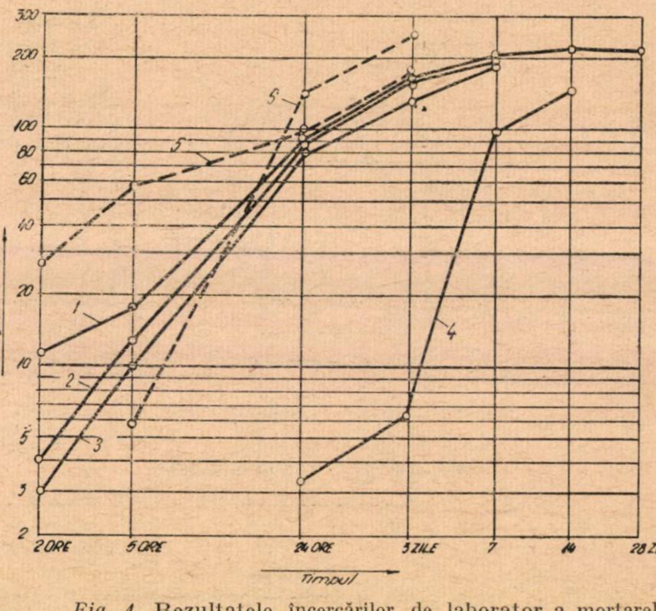


Fig. 4. Rezultatele încercărilor de laborator a mortarelor.

După perforarea găurilor cu un diametru mediu de 40 mm și curățirea detritusului s-a trecut la introducerea mortarului. În cazul ancorelor tip Injecto introducerea mortarului s-a făcut cu dispozitive care să asigure o umplere completă (paralel cu eliminarea aerului din gaură) și o densitate corepunzătoare unei bune aderențe la rocă, folosindu-se în acest scop:

— tubul PVC încărcat cu ajutorul unui dispozitiv cu melc și evacuat progresiv cu o tijă prevăzută cu piston (fig. 5);

— încărcătorul pneumatic (fig. 6).

Dintre cele două procedee, încărcarea pneumatică a fost practicată mai mult, fiind ușor de manevrat și la probele de smulgere rezultatele fiind bune.

Încărcarea cu tubul PVC a asigurat de asemenea o fixare bună a ancorelor, fără consum de aer comprimat, dar tehnologia de lucru a fost mai greu însușită de mineri.

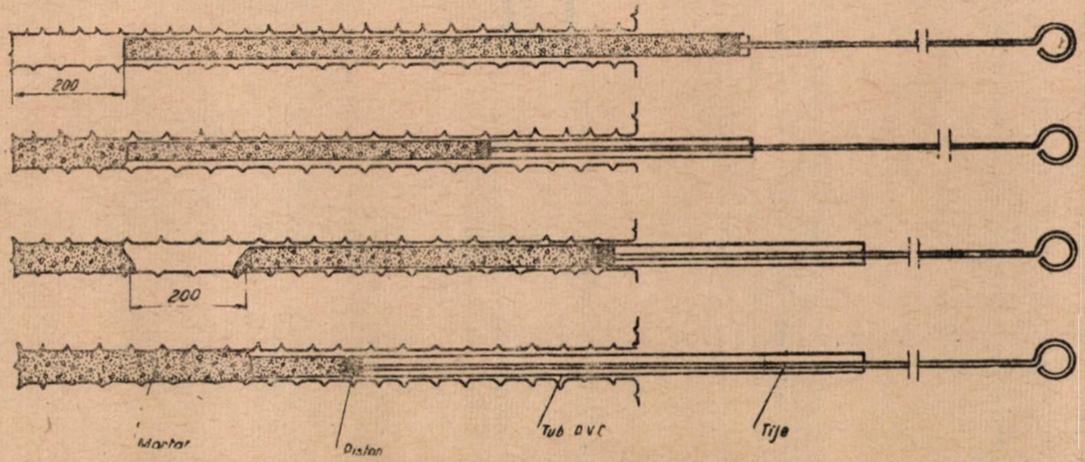


Fig. 5. Introducerea mortarului în gaură cu tub PVC.

În faza următoare s-a trecut la introducerea tijelor și a cablurilor în masa de mortar.

În ceea ce privește tijele de oțel, de la început s-a observat că diametrul de 25 mm, care asigură o portanță de peste 17 t, nu este necesar.

În consecință, în cazul andezitelor de la Barza s-a trecut la experimentarea tijelor cu diametrul de 16 mm, fixate continuu și punctiform cu mortar (fig. 7).

Tijele fixate continuu s-au folosit fără nicio prelucrare, în afară de ascuțirea unui capăt în formă de daltă pentru o pătrundere mai ușoară în masa de mortar. După trei zile capătul liber s-a îndoit peste împletitura de sîrmă cu o cheie confecționată în acest scop (fig. 7).

Fig. 6. Introducerea mortarului în gaură cu încărcătorul pneumatic.

Tijele fixate punctiform cu mortar au fost în prealabil striate pe o lungime de 0,5 m, iar după 24 ore s-au pretensionat ca și ancorele cu pană. Coada filetată s-a confecționat din oțel rotund cu diametrul de 25 fiind sudată la tijă.

În vederea utilizării cablurilor vechi de extracție s-a ales un cablu cu diametrul de 20 mm. Acesta s-a tăiat în bucăți de 4 m lungime, după care s-a despletit în toroane cu diametrul de 9 mm. Degresarea s-a făcut prin ardere în forjă la 300°, fără a influența asupra elasticității. În gaură s-au introdus cîte 2 toroane reîmpletite și avînd la capete fixat un vîrf din tablă pentru a se putea ușor introduce în masa de mortar.

Astfel introduse cablurile au format o serie de bucle pe suprafața galeriei, care la urmă s-au tensionat cu legături de sîrmă de 3 mm (fig. 8).

Utilizarea tuburilor perforate a prezentat două inconveniente : necesitatea utilizării unei tije cu diametrul mai mare decît cel necesar portanței, pe lîngă încorporarea tubului, ceea ce constituie un consum în plus de metal.

Încercările de smulgere efectuate arată că portanța ancorelor fixate cu mortar este de 7—9 tone (fig. 9). Curbele $F-s$ indică un interval în care este învinsă adeziunea dintre tija de oțel și mortar, după care apare o forță de frecare ce reprezintă 60 % din forța de adeziune.

3. *Extinderea experimentărilor la Barza.* Rezultatele pozitive obținute cu primele încercări în ce privește tehnologia de lucru și portanța ancorelor cu mortar au dus la extinderea unor experimentări sistematice la Barza, care să rezolve problema susținerii ancorate a galeriilor sub toate aspectele.

Principala dificultate care trebuie învinsă este susținerea galeriilor săpate pe direcția filoanelor, în care rocile prezintă un grad de instabilitate mai ridicat din cauza fisurării și alterărilor mai pronunțate.

Pentru rezolvarea situațiilor de acest gen s-a asociat susținerea ancorată cu mortarul stropit (torcret) în diferite variante.

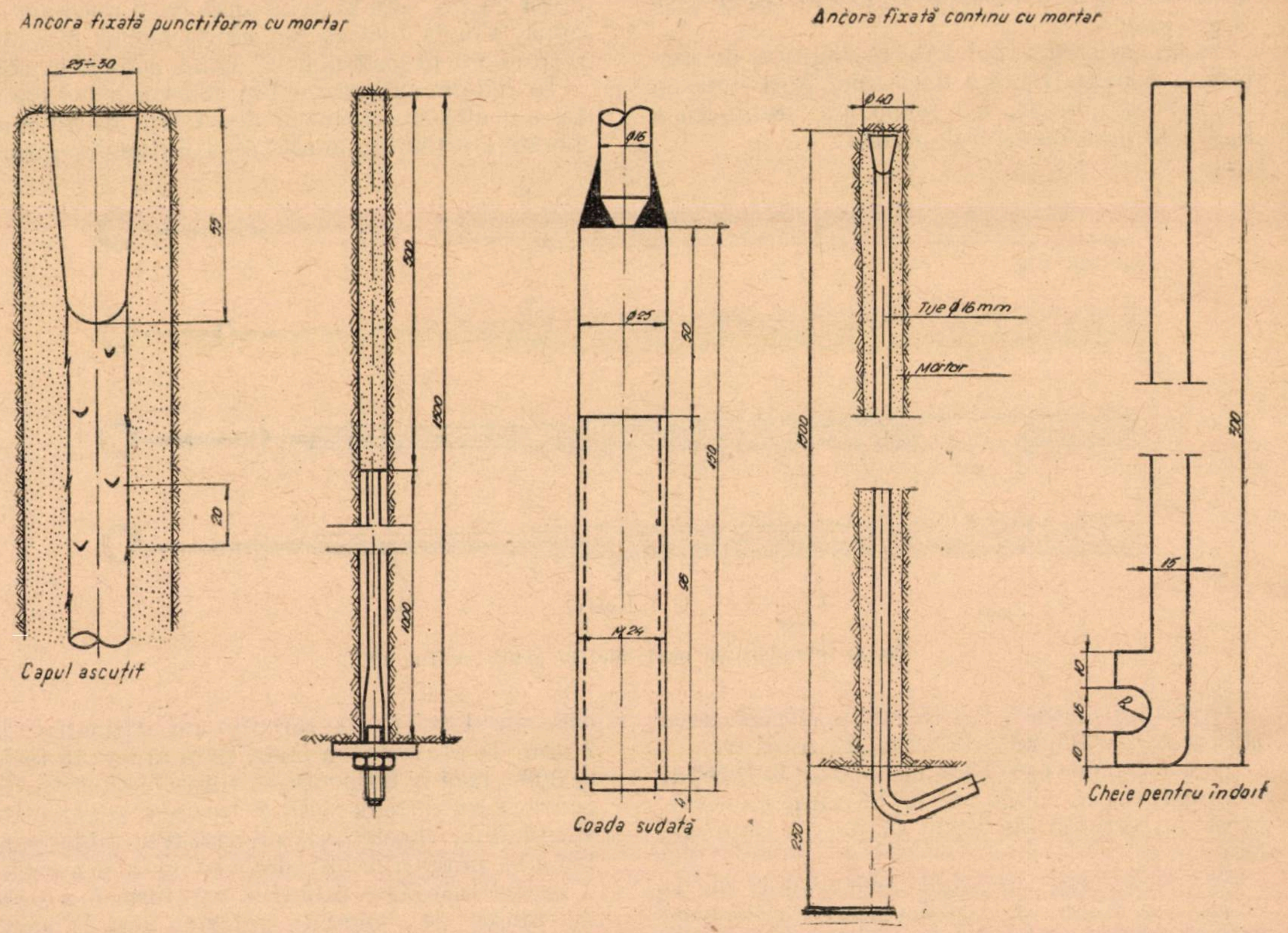

Ancora fixată punctiform cu mortar
25÷30
55
20
Capul ascuțit
300
1500
1000
Ø16
Ø25
50
150
96
M 24
4
Coada sudată
Ancora fixată continu cu mortar
Ø40
Tije Ø16 mm
Mortar
1500
250
300
15
10
16
10
R
Cheie pentru îndoit

Fig. 7. Ancore betonate.

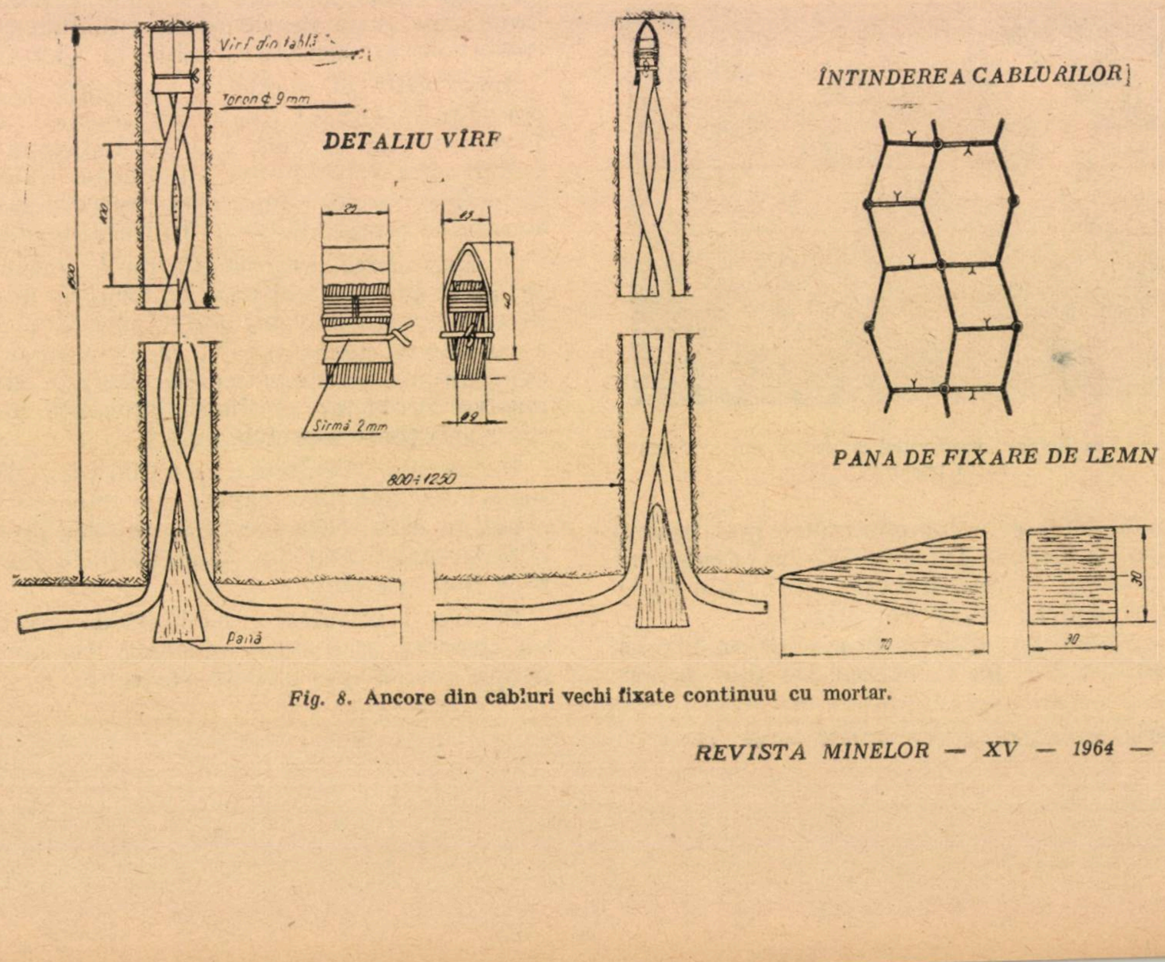

Vîrf din tablă
Toron Ø 9mm
400
1500
DETALIU VÎRF
25
15
40
Ø9
Sîrmă 2mm
800÷1250
Pană
ÎNTINDEREA CABLURILOR
PANA DE FIXARE DE LEMN
30
70
30

Fig. 8. Ancore din cabluri vechi fixate continuu cu mortar.

În acest scop amplasamentele experimentale au fost împărţite în tronsoane de cîte 10 m, fiecare susţinute cu un anumit tip de ancore, simple sau asociate cu mortar stropit. Pentru comparaţie s-au lăsat tronsoane nesusţinute şi susţinute cu lemn.

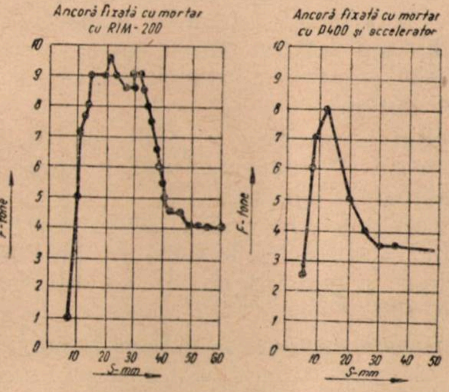


Fig. 9. Rezultatele încercărilor la smulgere a ancorelor fixate continuu cu mortar la E. M. Barza.

Lungimea amplasamentelor experimentale totalizează 340 m care va permite la sfîrşitul cercetării să se precizeze modul de generalizare a susţinerii ancorate în fază industrială la Barza şi prin analogie şi la alte unităţi miniere.

IV. Instalaţii şi dispozitive pentru control

În cursul executării susţinerii ancorate, pe lîngă o cunoaştere amănunţită a structurii rocilor înconjurătoare este necesar a se verifica prin sondaj portanţa ancorelor, a se realiza o forţă de pretensionare controlabilă şi a se urmări comportarea susţinerii în timp.

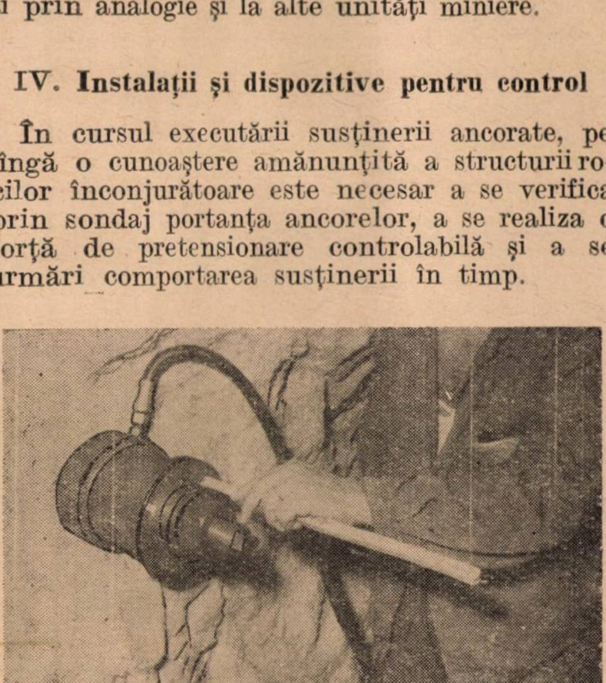


Fig. 10. Dispozitiv pentru smulgerea ancorelor.

Verificarea portanţei s-a făcut prin încercări de smulgere cu ajutorul unei instalaţii hidraulice proiectată de ICEMIN şi uşor de executat la oricare unitate minieră în atelierele proprii. Instalaţia se compune dintr-un dispozitiv de smulgere care se montează pe coada filetată a tijei (fig. 10) şi o pompă manuală care poate dezvolta o presiune pînă la 400 atm (fig. 11), cuplată cu dispozitivul de smuls printr-un furtun. Prin citirea presiunii la manometrul pompei, paralel cu măsurarea deplasării pistonului

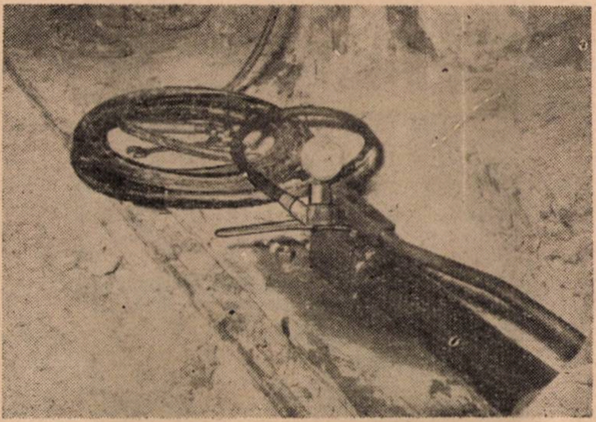


Fig. 11. Pompă de înaltă presiune.

de la dispozitivul de smuls se obţin coordonatele curbei $F-s$. Relaţia de convertire între presiune şi sarcină este 100 atm = 8 tf.

Pentru realizarea unei pretensionări controlate s-a utilizat o cheie dinamometrică cu resort etalonată la presă pentru forţa prescrisă (fig. 12).

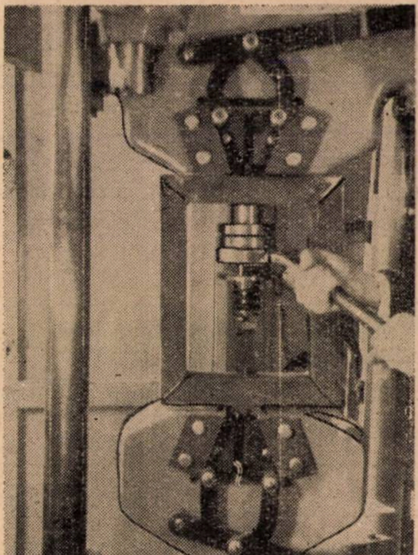


Fig. 12. Etalonarea cheii dinamometrice la presă.

Cu acest dispozitiv piuliţa ancorei s-a strîns pînă cînd a fost învinsă rezistenţa resortului.

Comportarea în timp a ancorei este influenţată de modificarea valorii forţei de pretensionare, datorită presiunii şi descompunerii rocii, precum și altor cauze. Aceste fenomene se pot urmări cu ajutorul mesdozelor. În figura 13 este arătată o mesdoză cu piston și ulei, folosită pentru ancore pretensionate, variațiile forței indicate de manometru servind, atît pentru îmbunătățirea portanței, cît și pentru rezolvarea unor probleme teoretice.

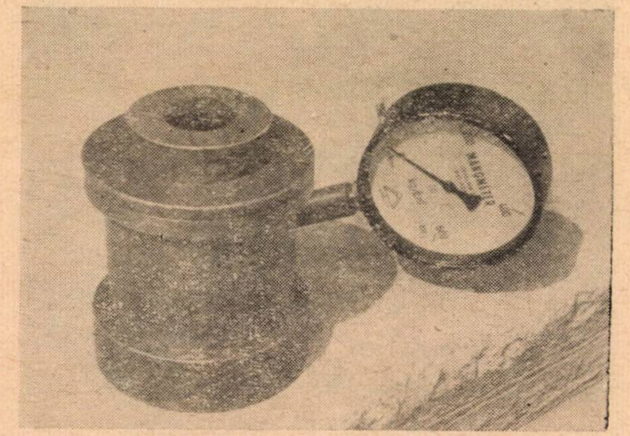


Fig. 13. Mesdoză pentru ancore.

V. Indici tehnico-economici comparativi

Pentru a urmări eficiența economică a susținerii ancorate, în cursul experimentărilor s-au făcut observații asupra elementelor necesare determinării productivității muncii și a prețului de cost.

Pentru simplificare se consideră o galerie profil de 4 m^2 săpată în rocă semitare și susținută cu cadre trapezoidale din lemn de brad așezate în cîmpuri de 1 m cu bandaj.

Față de acest tip de susținere, comparînd principalii indici pe 1 m galerie realizați pînă în prezent de susținerea ancorată, se obține situația din tabela 1.

Tabela 1

Felul susținerii	Productivitatea fizică		Preț de cost	
	posturi/m	%	lei/m	%
Cu lemn	1,25	100	184	100
Cu ancore cu pană	0,30	24	213	116
Cu ancore fixate cu mortar	0,35	28	108	59

Se observă că productivitatea fizică a susținerii ancorate crește de trei ori față de susținerea cu lemn, în timp ce prețul de cost al ancorelor cu pană este mai mare față de ancorele betonate care asigură o scădere a prețului de cost cu circa 40%, în comparație cu susținerea cu lemn.

Într-adevăr, prețul de cost al ancorelor cu pană este ridicat din cauza producerii lor în cantități mici și în unități industriale nespecializate. Cît privește ancorele betonate, acestea sînt mult mai ieftine din cauza simplității lor, iar în cazul cablurilor vechi se realizează un preț de cost minim.

Rezultatele pozitive obținute de experimentarea susținerii ancorate pînă în prezent duc la următoarele concluzii :

1) susținerea ancorată a lucrărilor orizonzale din minele de minereuri are un larg cîmp de aplicare și generalizare în majoritatea tipurilor de roci ;

2) susținerea ancorată cu pană se poate aplica în general în roci tari și semitari, cu un grad de tectonizare mediu și care nu se alterează în contact cu atmosfera. În categoria acestor roci intră andezitele fisurate, șisturile sericito-clorito-cuarțoase, paragnaisele biotitice, calcarele metamorfozate și alte roci asemănătoare ;

3) susținerea cu ancore fixate cu mortar, continuu și punctiform, se recomandă în roci fisurate extradure (andezite cuarțitice, dacite, riolite) și roci moi (șisturi, roci sedimentare), în care ancorele cu pană nu se fixează. Pentru împiedicarea alterării rocii ea se poate izola la suparafață cu mortar stropit (torcret).

Pe linia cercetării de viitor în cadrul ICEMIN și al sectoarelor de cercetare de pe lîngă unitățile miniere este necesar a se studia introducerea de noi tipuri de ancore și folosirea unor mijloace de investigație moderne privind modul de manifestare a presiunii rocilor susținute cu ancore.

BIBLIOGRAFIE

[1] Borisov, A. A. *Novie metodi rasciola ștangovoi krepi*, Gosgortehizdat, 1962.

[2] Hugon, A. și Costes, A. *Le boulonnage des roches souterrain.* Eyrolles, Paris, 1959.

[3] Vidal, V. *Exploitation des mines.* Dunod, Paris, 1961.

[4] Anton, P. *Susținera galeriilor.* I.D.T., 1962.

[5] Tincelin, E. ș.a. *Susținerea galeriilor.* Revue de l'Industrie Minérale, document SIM—B_2, 1961.

[6] Ivanov, V. P. și Lipovoi, A. I. *Susținerea cu ancore din beton armat.* Cărbune și minerit, nr. 6, 1962.

[7] * * * *Noi tipuri de ancore cu pană.* Șahtnoe stroitelstvo, nr. 3, 1963.

Aparataj pentru determinarea presiunii rocilor în subteran realizat în ICEMIN

Ing. *D. CARPENIŞAN*,
ing. *C. DÎRDALĂ*,
ing. *M. PANAITESCU*,
ing. *V. PARASCHIV*,
ing. *T. TÖKÉS*,
ing. *D. VESCAN* şi
tehn. *M. PETRIŞOR*

În procesul de extragere a substanţelor minerale utile prin lucrări miniere subterane, spaţiul de lucru trebuie să fie susţinut. O susţinere sigură şi economică poate fi realizată numai dacă se cunoaşte mărimea sarcinii care acţionează asupra elementelor sale componente. Determinarea mărimii sarcinii se realizează folosind aparate de măsură adecvate, cu ajutorul cărora se efectuează măsurători în abataje prezentînd condiţii geologico-miniere diferite, deoarece mărimea sarcinii depinde de aceste condiţii.

În scopul asigurării măsurătorilor de presiune în abatajele susţinute cu stîlpi metalici, s-au realizat în perioada 1962—1964 cîteva tipuri de aparate şi dispozitive, funcţionînd după principii diferite. La construirea acestor aparate s-a avut în vedere respectarea condiţiilor de bază ce trebuie să le îndeplinească aparatura de măsură şi anume :

— dimensiuni şi greutăţi reduse ;

— să fie utilizabile la toate tipurile de susţinere ;

— să funcţioneze timp îndelungat fără verificare ;

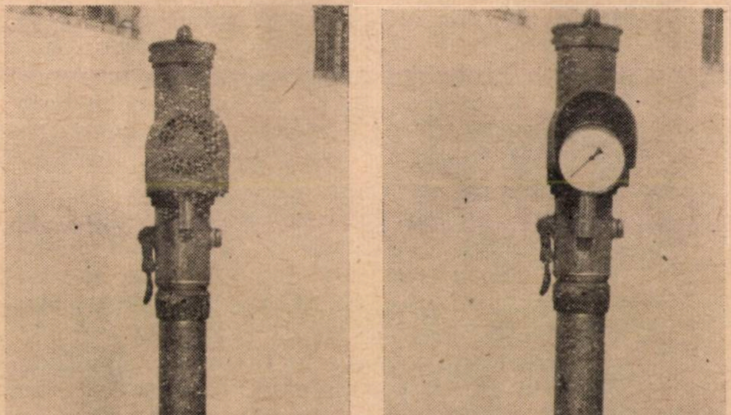


Fig. 1. Stîrpul hidraulic GS cu dispozitivul de măsură a presiunii.

— să nu fie sensibilă condiţiilor specifice de mină ;

— să nu schimbe caracteristica mecanică a susţinerii ;

— valoarea determinărilor să nu fie influenţată de excentricitatea eforturilor ;

— precizie de ± 5% din limita superioară de solicitare ;

— să permită efectuarea măsurătorilor la distanţă.

Dispozitivele şi aparatele utilizate în prezent la măsurători şi cele experimentate aflate în faza de laborator sînt descrise în cele ce urmează.

1. Dispozitiv de măsurare a presiunii adaptat la stîlpii tip GS

În principiu, dispozitivul determină valoarea presiunii din interiorul stîlpului hidraulic GS, deci solicitarea la care este supus stîlpul.

Sistemul de măsurare constă dintr-un tub de înaltă presiune, prevăzut cu manometru şi racordat la cilindrul de înaltă presiune al stîlpului hidraulic. În acest mod manometrul indică, în orice moment, valoarea presiunii din interiorul cilindrului stîlpului care, transformată în tone, ne indică valoarea solicitării stîlpului.

Manometrul este fixat pe partea exterioară a stîlpului şi anume în partea sa superioară, fiind protejat de şocuri printr-o cutie metalică, al cărei capac este perforat. În figura 1 este arătat stîlpul cu dispozitivul de măsură a presiunii.

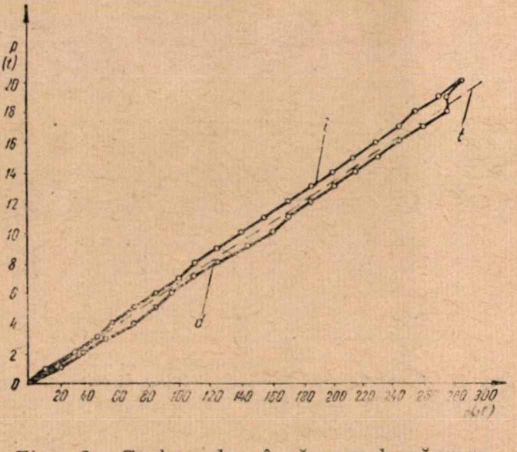


Fig. 2. Curba de încărcare-descărcare a stîlpului hidraulic GS prevăzut cu manometru pînă la sarcina portantă de 20 tone.

În timpul transportului, manometrul nu este cuplat la stîlp, conducta de legătură fiind prevăzută cu un dop metalic în scopul evitării scurgerii uleiului din corpul stîlpului şi a pătrunderii de impurităţi. Înainte de montarea stîlpului se fixează manometrul, se verifică uleiul şi se face proba de etanşeitate.

Modul de comportare a dispozitivului. Pentru a urmări precizia indicaţiilor stîlpului s-au trasat curbele de etalonare obţinute în laborator.

În acest scop s-a introdus un astfel de stîlp într'o presă şi a fost solicitat pînă în momentul intrării în funcţiune a ventilului de desolicitare, citindu-se din tonă în tonă valoarea corespunzătoare a presiunii indicate de manometru.

În mod identic s-a ridicat şi curba de descărcare a stîlpului. Diagrama de etalonare obţinută este redată în figura 2.

Pentru comparaţie s-a trasat cu linie punctată curba rezultată din calcul, cunoscînd secţiunea pistonului stîlpului hidraulic, respectiv valoarea solicitării exprimată în tone.

Se observă că cele două curbe (încărcare-descărcare) încadrează curba teoretică. Diferenţa dintre valoarea solicitării la încărcare şi cea de la descărcare, pentru aceeaşi citire la manometru, nu este mai mare de 1,5 tone, ceea ce înseamnă că eroarea maximă de determinare a solicitării la care este supus stîlpul este de ± 750 kg. Raportată la solicitarea maximă de 20 tone această eroare reprezintă 3,75%.

Pentru a vedea dacă cele de mai sus sînt valabile şi la solicitări sub 20 tone, s-au ridicat diagramele de etalonare şi pentru încărcături pînă la sarcina de 15, 10 şi 5 tone. Curbele corespunzătoare acestor solicitări s-au încadrat în curba iniţială (fig. 3). Dată fiind apropierea între curba calculată şi cea de verificare, pentru uşurinţă s-a adoptat calculul teoretic al valorii solicitărilor, ştiind că eroarea maximă ce se poate face este de ± 750 kg.

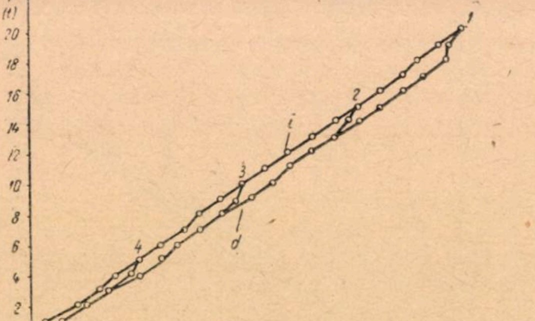


Fig. 3. Curba de încărcare-descărcare a stîlpului hidraulic GS prevăzut cu manometru la valori intermediare de 5, 10 şi 15 tone.

Actualmente stîlpii descrişi sînt folosiţi cu succes la măsurătorile de presiune curente, cu rezultate mulţumitoare.

2. Mesdoză hidraulică cu piston

Este destinată pentru determinarea solicitărilor la care este supusă susţinerea individuală din abataje, de orice tip şi caracteristică de funcţionare.

Mesdoza (fig. 4) se compune dintr-un cilindru *1* în interiorul căruia culisează pistonul *10*. Pentru etanşare, pistonul este prevăzut cu o garnitură de construcţie corespunzătoare, *8*,

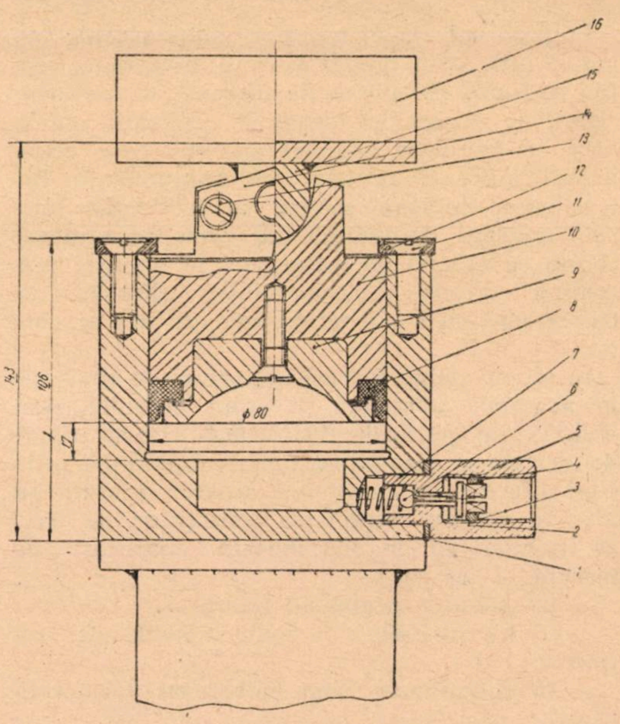


Fig. 4. Mesdoza hidraulică cu piston.

prinsă de acesta prin intermediul unei piese de strîngere, *9*, şi a unui şurub. Partea superioară a pistonului este prevăzută cu un umăr în care se prinde pălăria, *16*, printr-un element de articulaţie, *15*, şi a plăcuţei de legătură, *14*. Partea inferioară a cilindrului mesdozei este prevăzută cu un ventil de reţinere a uleiului de tipul supapă cu bilă. Rolul principal al acestui ventil este acela de a permite cuplarea şi decuplarea instrumentului de măsură a presiunii la mesdoză, fără a se pierde lichidul din interiorul ei şi deci evitarea introducerii accidentale de aer în cavitatea cilindrului. Cursa în sus a pistonului este limitată de un inel de blocare, *12*, prins de corpul mesdozei prin intermediul şuruburilor, *11*.

Întreg ansamblul mesdozei se prinde de partea telescopică a stîlpului prin intermediul unei plăci de aşezare şi a unor şuruburi.

Înainte de a fi pusă în funcţiune se verifică umplerea sa completă cu ulei, operaţie care se face prin ventilul de reţinere. Se montează pe placa de aşezare a stîlpului şi se fixează de aceasta cu ajutorul şuruburilor. Se aduce în stare de funcţionare stîlpul şi apoi i se cuplează manometrul. După terminarea acestor operaţii pot fi începute citirile valorilor de presiune.

La terminarea operaţiilor de măsurare se deşurubează manometrul, mesdoza putînd fi mutată împreună cu stîlpul în alt loc în vederea începerii unei noi serii de măsurători.

Mesdoza este încă în faza de încercări în laborator şi nu s-a folosit pe scară industrială la măsurătorile de presiune din subteran.

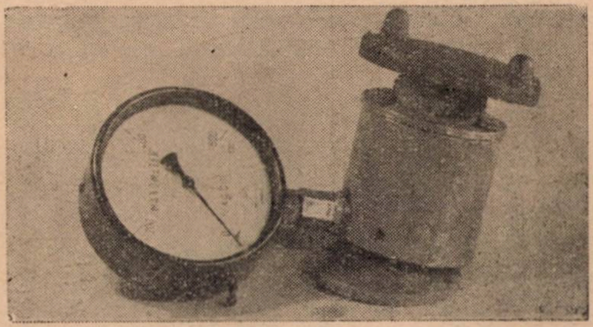


Fig. 5. Mesdoza hidraulică cu piston cu îmbunătăţirile aduse.

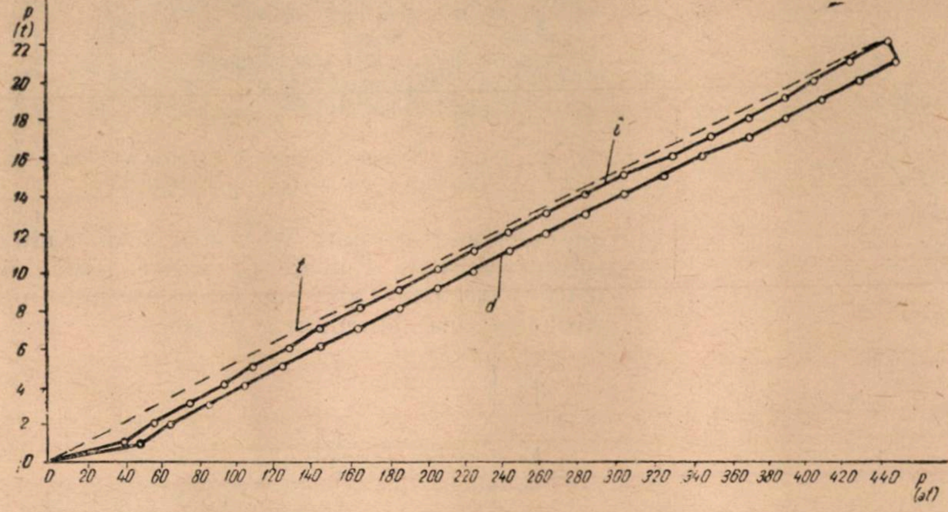


Fig. 6. Curba de încărcare-descărcare a mesdozei hidraulice cu piston.

În urma încercărilor s-au adus unele îmbunătăţiri de natură constructivă. Principala modificare a fost cea a înlocuirii pălăriei iniţiale din oţel profilat printr-o pălărie din oţel turnat, care s-a dovedit cea mai corespunzătoare din punctul de vedere al preluării uniforme a sarcinilor. În figura 5 este arătată mesdoza cu piston cu îmbunătăţirile aduse.

Curbele de funcţionare au arătat o comportare normală la diverse regimuri de presiune, mai puţin pentru presiuni mici de la 0 la 2 tone. În figura 6 este reprezentată cu linie plină curba de încărcare-descărcare, iar cu linie întreruptă — curba de funcţionare rezultată din calcule. Se observă forma regulată a curbei de funcţionare, cu excepţia intervalului corespunzător solicitărilor mici. Rezultatele încurajatoare obţinute ne determină să continuăm experimentările, cu modificările corespunzătoare, în vederea obţinerii unui aparat de măsură precis şi utilizabil în subteran.

3. Mesdoza hidraulică cu membrană

Aceasta se utilizează, ca şi mesdoza cu piston, la măsurarea solicitării stîlpilor din abataje.

Partea principală a mesdozei, (fig. 7) este corpul, *1*, cu cele două orificii : unul pentru umplerea cu ulei, *2*, şi celălalt pentru cuplarea instrumentului de măsură a presiunii, în care, prin intermediul unei piese de strîngere, *3*, este prinsă o membrană, *7*, din tablă ondulată. În piesa de strîngere culisează pistonul, *5*, de care este prinsă solidar pălăria din oţel turnat. Partea inferioară a pistonului se sprijină pe membrană şi transmite acesteia solicitările la care este supus. Pentru etanşare, între membrană şi corpul mesdozei se introduce o garnitură din cauciuc, *8*, rezistent la acţiunea corozivă a uleiului. Cursa pistonului este limitată de un inel, *4*, solidarizat de pisă, *3*, cu şuruburile *6*. Ansamblul mesdozei este prins de partea telescopică a stîlpului printr-o placă de aşezare *9*, şi solidarizată de aceasta prin şuruburi.

Mesdoza poate fi utilizată şi amplasată sub talpa stîlpului prin înlocuirea pistonului pre-

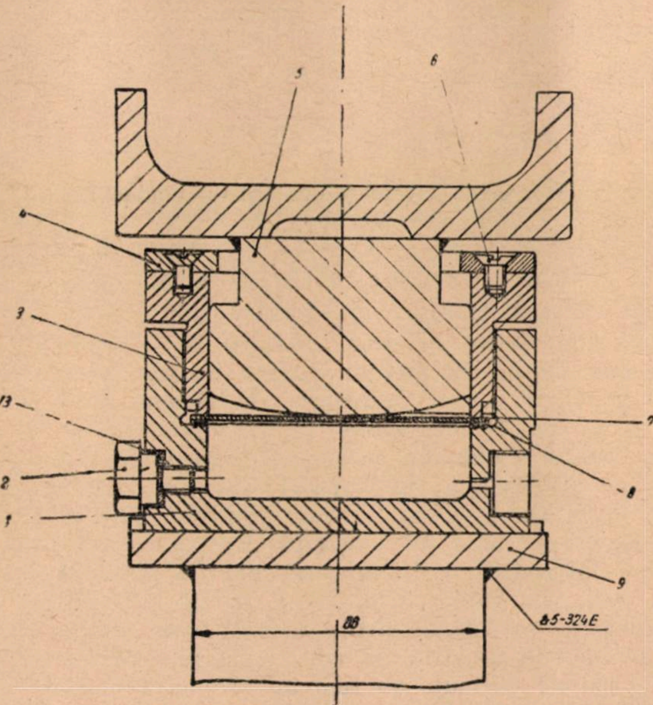


Fig. 7. Mesdoză cu membrană.

văzut cu pălărie, cu un piston prevăzut cu pahar de fixare la talpa stîlpului.

Se cuplează instrumentul de măsură a presiunii la mesdoză şi se umple cu ulei. Pregătirile fiind terminate se cuplează fie la partea superioară a stîlpului, fie sub talpa sa, măsurătorile de presiune putînd fi începute. La amplasarea inferioară a mesdozei, instrumentul de măsură a presiunii este legat de mesdoză prin intermediul unui racord flexibil, astfel ca înfigerea stîlpului în vatră să nu poată deteriora manometrul.

Modul de comportare a dispozitivului. Ca rezultat al încercărilor de laborator s-au trasat curbele de funcţionare ale tipului de mesdoză descris. În figura 8 este arătată curba de funcţionare la care se observă că cele două ramuri

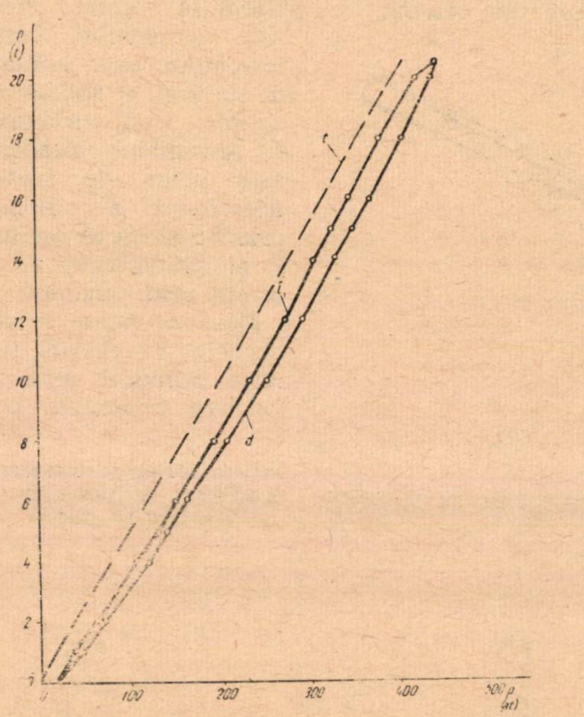


Fig. 8. Curba de încărcare-descărcare a mesdozei hidraulice cu membrană.

de încărcare şi descărcare sînt apropiate, paralele cu cea teoretică şi plasate sub aceasta. Diferenţa dintre valoarea solcitării la încărcare şi cea de la descărcare, pentru aceeaşi citire la manometru, este de maximum 1,4 tone, eroarea maximă de determinare a solicitării este de ± 700 kg. Cunoscînd aceste rezultate s-a trecut la experimentarea în condiţii de subteran a prototipului şi anume dintr-un abataj cameră al stratului 1, mina Mărgineanca. Pentru verificarea stabilităţii mărimilor indicate de mesdoză în timp, s-a cuplat dispozitivul la un stîlp GS, prevăzut cu manometru, urmărindu-se simultan valorile indicate de cele două manometre. Diferenţele obţinute au fost de ordinul a maximum 20 atm.

4. Dispozitiv de măsură a solicitărilor cu traductori rezistivi

La baza realizării acestui dispozitiv stă principiul tensometriei electrice. Conform acestui principiu, presiunile care se exercită asupra susţinerii, materializate prin deformarea unei piese elastice, sînt transformate cu ajutorul

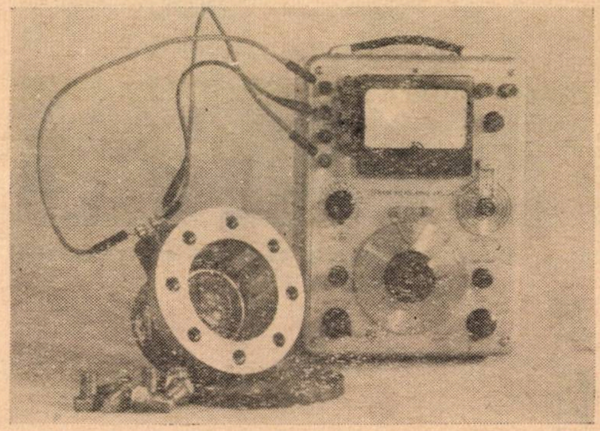


Fig. 9. Puntea tensometrică şi dispozitivul realizat (varianta cu trei timbre active).

unor aparate tip punte Wheastone şi al traductorilor rezistivi, aplicaţi pe aceste piese, în mărimi electrice care pot fi cu uşurinţă măsurate şi chiar înregistrate automat.

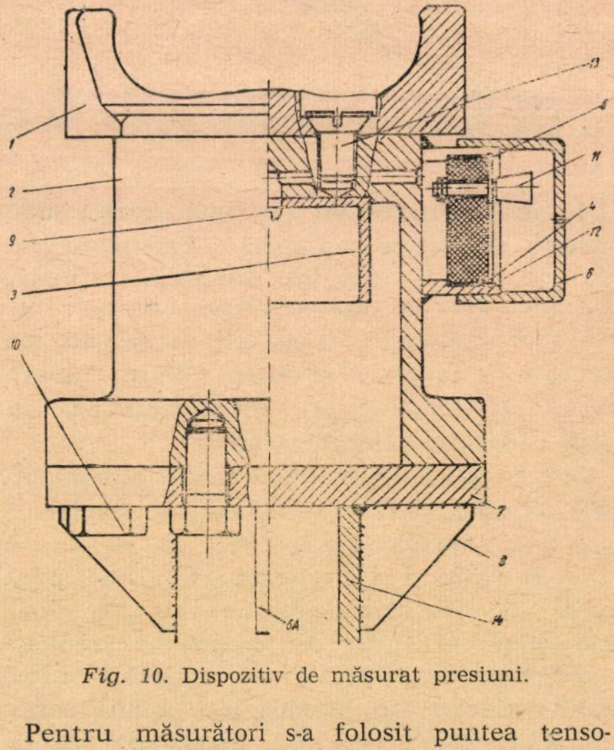


Fig. 10. Dispozitiv de măsurat presiuni.

Pentru măsurători s-a folosit puntea tensometrică tip ORION EMG-2363 şi traductori rezistivi construiţi în ţară (fig. 9).

Dispozitivul (fig. 10) se compune dintr-un cilindru traductor, *2*, din oţel cu calităţi elastice superioare pe a cărui faţă interioară se lipesc traductorii rezistivi activi. În interiorul acestui cilindru se află un alt cilindu *3* nesupus solicitărilor şi pe care se lipesc traductorii rezistivi de compensaţie.

Pe corpul cilindrului traductor, pe partea sa exterioară, se află corpul de fixare al con-

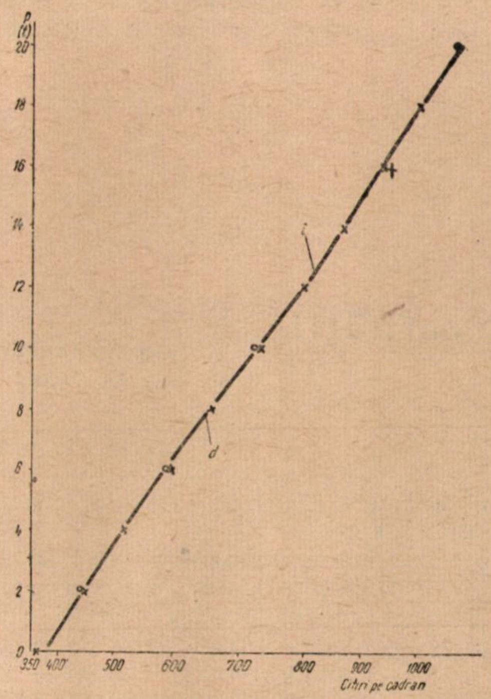


Fig. 11. Curba medie de încărcare-descărcare a mesdozei electrice în ultima variantă constructivă.

tactelor *5* protejat de un apărător *4* şi un capac *6*. Partea inferioară a cilindrului traductor este prevăzută cu o placă *7* care se prinde de telescopul susţinerii cu ajutorul unor şuruburi, iar de partea sa superioară este prinsă solidar, tot cu ajutorul unor şuruburi, *13*, pălăria pe care se va sprijini grinda.

Traductorii rezistivi se aplică folosind schema de legare în punte completă, două ramuri diametral opuse ale punţii fiind constituite din cîte trei traductori activi dispuşi la 120° de-a lungul generatoarei, legaţi în serie. Ramurile de compensare s-au realizat folosind cîte trei traductori identici, legaţi în serie, aplicaţi pe cilindrul *3*. Această schemă asigură o sensibilitate mărită a dispozitivului, o comportare corespunzătoare la sarcini excentrice şi totodată o stabilitate în timp a indicaţiilor dispozitivului. În figura 11 s-au reprezentat curbele de etalonare ale unui dispozitiv realizat. Se observă respectarea legii liniarităţii indicaţiilor, suprapunerea aproape perfectă a ramurii de încărcare cu ramura de descărcare şi o sensibilitate mărită.

Studiul stabilităţii sub sarcina de durată a indicaţiilor dispozitivului s-a realizat în condiţii de laborator.

Drept etalon şi dispozitiv de realizare a sarcinii de durată s-a folosit un stîlp tip GS prevăzut cu manometru. În figura 12 este reprezentată curba de etalonare obţinută, fiecare treaptă de încărcare fiind realizată la interval de 24 ore. Din diagramă rezultă că eroarea maximă a indicaţiilor dispozitivului, după o funcţionare de 10 zile sub sarcină, nu întrece valoarea de ± 600 kg, ceea ce este perfect acceptabil.

Urmează ca dispozitivul să fie încercat în viitor în condiţii de mină, trecînd apoi la folosirea lui în măsurătorile curente de presiuni.

Dintre dispozitivele prezentate, pe scară industrială s-au folosit numai acelea adaptate la stîlpii hidraulici GS.

De aceea, măsurătorile de presiune din perioada 1962—1963 s-au efectuat numai în abatajele cu front lung susţinute cu stîlpi hidraulici GS, deoarece pe întregul front de lucru au existat sîlpi cu aceeaşi curbă caracteristică. Întrucît majoritatea abatajelor cu front lung din minele de lignit sînt susţinute cu stîlpi cu portanţă crescîndă, efectuarea măsurătorilor de presiune cu ajutorul stîlpilor hidraulici ar fi deformat presiunile reale prin faptul că ar fi existat două regimuri de presiune diferite din

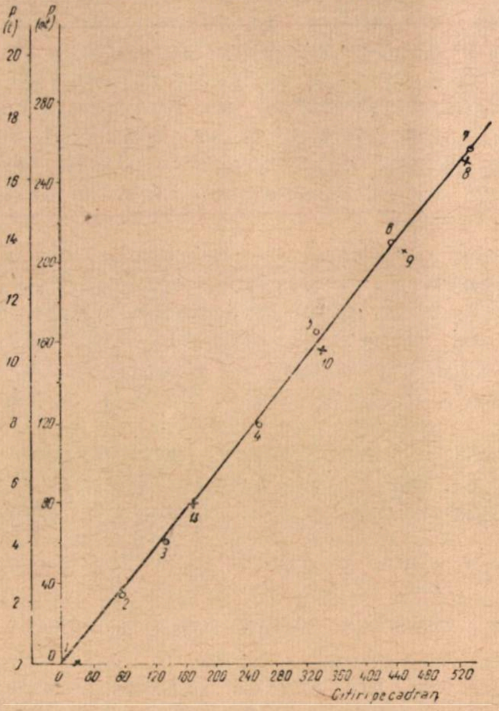


Fig. 12. Curbele de încărcare-descărcare a mesdozei electrice în ultima variantă, ridicate în timp.

cauza celor două curbe caracteristice diferite ale stîlpilor cu pană şi sîlpilor hidraulici.

Eforturile cercetătorilor din ultima perioadă s-au axat pe realizarea unor dispozitive de măsurare a presiunii, sigure, simple, robuste şi cu sensibilitate suficientă pentru cazul folosirii stîlpilor cu pană. Mesdoza cu membrană, experimentată în subteran, va constitui pentru început dispozitivul pe baza căruia se vor începe măsurătorile industriale în abatajele susţinute cu stîlpi pană.

O particularitate a dispozitivelor de măsurare a presiunii rocilor pentru cazul stîlpilor cu pană o constituie montarea mesdozelor între grindă şi stîlp, prin care se elimină total dezavantajele înfigerii stîlpilor în culcuş în cazul montării mesdozelor sub talpa stîlpului.

Eforturile cercetărilor sînt îndreptate, în continuare, pentru perfecţionarea dispozitivelor şi aparatelor de măsură. În acest sens a fost creată mesdoza electrică cu traductori rezistivi care prezintă marele avantaj al înregistrării automate şi de la distanţă a valorii presiunii exercitate pe fiecare element de susţinere din abataj.

Bazele fizice ale omologării securităţii la explozie a utilajului electric

Ing. *I. SABATIN* şi
ing. *N. OPREA*

Cercetările experimentale [1], [2], [3], [4] arată că repetînd în mod identic condiţiile macroscopice de aprindere ale unui amestec gazos inflamabil prin scîntei electrice, explozia nu se produce în toate încercările, iar numărul de explozii provocate depinde de numărul de operaţii de aprindere realizate. Rezultă că provocarea aprinderii în circumstanţe macroscopice invariabile este un eveniment întîmplător, pentru care nu se pot stabili legi cu caracter de certitudine, aşa cum se obişnuia pînă în prezent.

Caracterul aleator al proceselor de aprindere rezidă în însăşi fizica acestor fenomene. Aşa cum se arată în numeroasele lucrări experimentale [4], [5], [6], [7], [8], [9], [10] apariţia exploziei depinde de parametrii unui număr mare de factori fizici, avînd o interdependenţă complicată influenţată de acţiunea nesistematică a unor procese întîmplătoare sau nestabile. Însăşi reproducerea identică a unei descărcări electrice este imposibilă. Scînteile, produse în aceleaşi condiţii experimentale, se deosebesc prin durată şi modul de variaţie a curentului în timp, ceea ce explică capacitatea lor de aprindere schimbătoare, nedefinită.

Experienţa arată că chiar în cazul cînd se produce un arc electric puternic, care provoacă cu certitudine practică aprinderea unui amestec inflamabil din interiorul unei carcase antideflagrante, transmiterea exploziei la mediul inflamabil din exterior este totuşi un fenomen întîmplător a cărui probabilitate de apariţie este o funcţie de grosimea interstiţiului îmbinării.

Explicarea caracterului aleator al proceselor de aprindere se poate face prin elucidarea mecanismului fizic intim al modului în care agenţii de natură electrică provoacă inflamarea mediilor explozive.

Cauza declanşării exploziilor este căldura cedată de agentul provocator mediului exploziv. Sub influenţa acestei energii calorice, amestecul gazos este adus într-o stare de excitaţie, în care este posibilă reacţia chimică a metanului cu oxigenul. În anumite condiţii de concentraţie, această ardere are un caracter violent, avînd aspectul unei explozii.

Izvoarele cele mai frecvente capabile să producă explozii de origine electrică sînt scînteile, pereţii încinşi ai utilajelor electrice şi filamentele incandescente ale becurilor.

Scînteile pot apărea, în primul rînd, la străpungerea unui dielectric aflat între electrozii ficşi. Acest gen de scîntei au loc în cazul defectelor de izolaţie sau al rezistenţelor de contact imperfecte. Dar descărcările electrice se produc cel mai frecvent la funcţionarea normală a echipamentului, la întreruperea şi conectarea circuitelor.

Analiza experimentală şi analitică arată că curenţii ce au loc la descărcările între electrozii ficşi, sau între contacte la închiderea circuitului, au o componentă capacitivă şi una inductivă. În cazul contactelor ce întrerup circuitul, apare numai componenta inductivă.

Scînteile cu caracter capacitiv sînt capabile să dezvolte o putere mai mare decît cele inductive, sînt deci mai intense. Totuşi, în circuite cu tensiuni sub 250 V, scînteile capacitive (de conectare) sînt mai puţin periculoase decît cele inductive de deconectare. Explicaţia constă în faptul că deşi scînteia de conectare dezvoltă o putere mai mare, aceasta nu este transmisă în întregime mediului exploziv, deoarece o mare parte a căldurii dezvoltate este cedată electrozilor care la tensiuni mici trebuie să fie foarte apropiaţi ca să poată apare străpungerea. Din acest motiv, în practică trebuie să se ia în considerare doar scînteile de deconectare ca fiind mai periculoase din cauza capacităţii lor de aprindere mai mari.

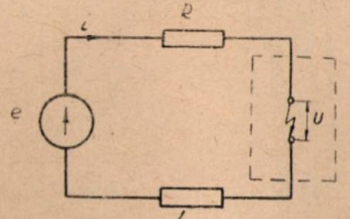


Fig. 1. Calculul energiei disipate în descărcarea electrică produsă de un circuit activ cu rezistenţă şi inductanţă.

Avînd în vedere că energia calorică disipată de agentul provocator este factorul primordial în producerea exploziei, vom calcula energia totală dezvoltată în spaţiul dintre electrozi la deconectarea unui circuit elementar, avînd o sursă de tensiune e, o rezistenţă R, o inductanţă L şi parcurs de curentul i (fig. 1).

Notînd cu u căderea de tensiune între electrozi, pe baza legii a II-a a lui Kirchhoff pentru valori momentane, se poate scrie relaţia:

$$u = e - R_i - L\frac{\mathrm{d}i}{\mathrm{d}t}. \qquad (1)$$

Energia dezvoltată între electrozi în timpul cît durează deconectarea are valoarea:

$$W = \int_0^\tau ui\,\mathrm{d}t = \int_0^\tau \left(e - Ri - L\frac{\mathrm{d}i}{\mathrm{d}t}\right) i\,\mathrm{d}t = \int_0^\tau ei\,\mathrm{d}t -$$
$$- \int_0^\tau Ri^2\,\mathrm{d}t + \int_0^\tau \left(L\frac{\mathrm{d}i}{\mathrm{d}t}\right) i\,\mathrm{d}t = (W_S - W_R) + W_L. \qquad (2)$$

Din această relaţie se constată că, în cazul general, la deconectare în spaţiul dintre electrozi se disipă, atît energia electromagnetică înmagazinată de iductivitate W_L, cît şi energia furnizată de sursă W_S, mai puţin pierderile termice prin rezistenţă W_R.

Există însă o deosebire mare între energiile disipate la decontectarea unui circuit de curent continuu şi unul de curent alternativ, în privinţa termenului W_L. În cazul circuitelor de curent continuu, la deconectare, curentul variază de la valoarea sa de regim I, la zero. Deci pentru $t = 0$, $i = I$ şi pentru $t = \tau$, $i = 0$. Valoarea energiei înmagazinate de cîmpul magnetic al inductanţei şi disipate la deconectare devine:

$$(W_L)_= = \int_{t=0}^{t=\tau} \left(-L\frac{\mathrm{d}i}{\mathrm{d}t}\right) i\,\mathrm{d}t = L\int_{i=0}^{i=I} i\,\mathrm{d}i = \frac{I^2L}{2}. \qquad (3)$$

Într-un circuit de curent alternativ însă, valoarea termenului W_L într-o semiperioadă este nulă, căci curentul trece prin zero la ambele extremităţi ale intervalului de integrare ($t = 0$, $i = 0$ şi $t = \tau$, $i = 0$) şi energia disipată în scînteie în timpul deconectării, pe seama energiei magnetice a iductanţei, este zero (ea fiind cedată în întregime sursei):

$$(W_L)_\sim = \int_{t=0}^{t=\pi/\omega} \left(-L\frac{\mathrm{d}i}{\mathrm{d}t}\right) i\,\mathrm{d}t = \int_{i=0}^{i=0} Li\,\mathrm{d}i = 0. \qquad (4)$$

Rezultă deci că scînteile de deconectare ale curentului continuu dezvoltă o energie mai mare ca cele de curent alternativ şi în consecinţă au o capacitate de aprindere a amestecului exploziv mai mare.

Deoarece aprinderea este cauzată doar de energia calorică cedată mediului exploziv, iar energia scînteii ia forme diferite (calorică, radiantă, ionizantă), capacitatea de aprindere depinde de bilanţul energetic al descărcării. S-a constatat că gazele sînt transparente la energia radiată de scînteie şi că ionizarea nu influenţează provocarea exploziei. Rezultatele experimentale diferite, obţinute de diverşi cercetători pentru valoarea minimă a energiei de aprindere a scînteilor electrice, se explică tocmai prin faptul că scînteile produse aveau bilanţuri energetice diferite, astfel încît energia calorică cedată mediului nu era aceeaşi, chiar la aceeaşi energie totală dezvoltată.

Valoarea energiei de aprindere minime depinde şi de puterea scînteilor, adică de timpul în care se dezvoltă energia descărcării. La scînteile intense, din cauza timpului scurt în care se disipă energia, cedarea căldurii electrozilor este mai redusă şi un procentaj mai mare a energiei calorice se transmite mediului. Întrucît scînteile cu caracter capacitiv sînt mai intese ca cele inductive, energia lor minimă care provoacă aprinderea este de 3—6 ori mai mică decît a scînteilor inductive. Astfel, în anumite condiţii, s-a obţinut energia minimă de aprindere $2 \cdot 10^{-3}$ jouli, în cazul scînteilor capacitive, şi de $6 \cdot 10^{-3}$ jouli, în cazul celor inductive. Reducînd căldura cedată electrozilor, prin mărirea vitezei de desfacere a contactelor, şi folosind electrozi de diametru mic şi cît mai depărtaţi (masă mică şi rezistenţă termică mare), s-a reuşit să se provoace explozii chiar cu o scînteie cu o energie de numai $0{,}5 \cdot 10^{-3}$ jouli. Dacă se ţine seamă că energia cedată mediului exploziv este doar o fracţiune a energiei totale dezvoltate în scînteie (circa 20%), atunci se poate considera că energia minimă netă necesară pentru aprinderea amestecului de metan este de circa 10^{-4} jouli. Această valoare coincide deja cu rezultatele obţinute prin calculele termodinamice pentru cantitatea de căldură acumulată de nucleul exploziei. Pentru amestecul de metan şi aer, energia minimă necesară pentru aprindere este de $0{,}28 \cdot 10^{-3}$ jouli, iar pentru amestecul de aer cu 20% hidrogen, ea este cu mult mai mică

($0{,}019 \cdot 10^{-3}$ jouli) ceea ce explică inflamabilitatea mai ridicată a acestui amestec.

Valoarea energiei necesare pentru aprindere este influenţată de valorile celorlalţi parametri de care depinde capacitatea de aprindere a descărcărilor electrice. Printr-o alegere potrivită a acestor parametri, în prezent s-a reuşit în mod curent să se facă inofensive scînteile electrice de energii mult mai ridicate care apar în circuite de puteri de ordinul zecilor de waţi.

O serie întreagă de factori care influenţează capacitatea de aprindere a scînteilor sînt înseşi valorile parametrilor circuitelor electrice: curentul, tensiunea, inductanţa şi frecvenţa.

Pe cale teoretică, a fost stabilită expresia energiei W dezvoltate de descărcările electrice, în funcţie de parametrii circuitului. În cazul circuitelor de curent continuu cu inductanţă ea are forma:

$$W = LI^2/2 + UI\tau/6, \qquad (5)$$

în care:

U reprezintă tensiunea de alimentare, volţi;
I — valoarea curentului întrerupt, amperi;
τ — durata maximă de existenţă a scînteii, secunde.

Pentru circuite fără inductanţă, energia scînteii are expresia:

$$W = UI\tau/6. \qquad (6)$$

Formulele se pot folosi cu aproximaţie şi în curent alternativ la frecvenţe nu prea ridicate. În acest caz U şi I reprezintă valorile maxime ale tensiunii şi ale curentului.

Din cele expuse rezultă că energia disipată de scînteie, deci şi capacitatea ei de aprindere, este cu atît mai mare cu cît curentul, tensiunea, inductanţa, precum şi durata scînteii au valori mai ridicate. De asemenea, se constată că nu se poate vorbi de o valoare nepericuloasă absolută (valabilă în orice condiţii) a oricărui parametru a circuitului, căci capacitatea de aprindere depinde aproximativ de produsul acestor parametri.

Trecînd la examinarea influenţei fiecărui factor în parte pe baza dependenţei între probabilitatea exploziei şi valoarea curentului, pentru anumite valori ale celorlalţi parametri (fig. 2), se poate afirma că micşorarea curentului şi păstrarea celorlalte condiţii neschimbate duce la micşorarea probabilităţii de provocare a exploziei.

Un rol important în determinarea capacităţii de aprindere a scînteilor îl joacă şi tensiunea sursei, ca factor care produce ionizarea spaţiului dintre electrozi, din care cauză intensitatea descărcării electrice se măreşte o dată cu creşterea tensiunii.

Această influenţă devine hotărîtoare în cazul circuitelor cu inductanţă mică, cînd acţiunea tensiunii de autoinducţie este neglijabilă. În figura 3 se arată dependenţa dintre curentul de aprindere periculos (corespunzător unei probabilităţi de 10^{-3}) şi tensiunea de alimentare, obţinută experimental în cazul unui circuit de curent continuu cu o iductanţă fără miez de fier sub 10^{-3} H, pentru un amestec de aer cu metan de concentraţie optimă Se constată că valoarea curentului necesar pentru producerea exploziei, scade cu creşterea tensiunii.

Pentru practica exploatărilor este important să se facă observaţia că deja la tensiunea de 400 V, valoare standardizată si cea mai des folosită şi în reţelele miniere cu joasă tensiune, curenţii de numai 0,050 A sînt periculoşi. Deoarece curenţii de scurgere prin defectele de izolaţie pot ajunge la acest ordin de mărime, rezultă că scînteile acestor curenţi pot provoca explozii.

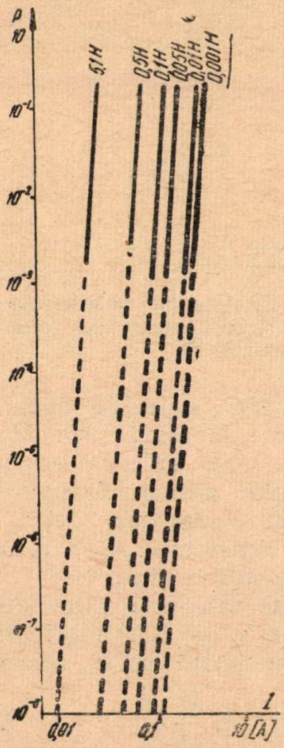


Fig. 2. Influenţa valorii curentului asupra probabilităţii de provocare a exploziei unui amestec de metan, la un circuit de c.c. cu tensiunea de 140 V, la diferite valori ale inductanţei.

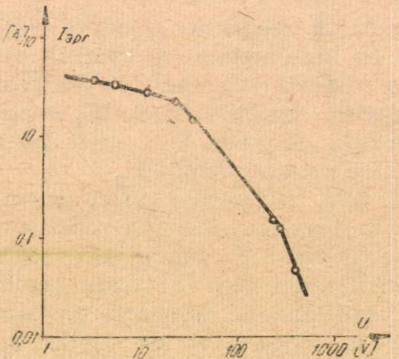


Fig. 3. Influenţa tensiunii asupra valorii curentului de aprindere a amestecului de metan, în cazul circuitelor fără inductanţă.

În cazul circuitelor cu inductanţă mare însă, valoarea tensiunii sursei nu mai are aceeaşi importanţă căci rolul principal îl joacă tensiunea mare de autoinducţie, factorul esenţial fiind valoarea inductanţei. În figura 4 este ilustrată grafic această concluzie, tot în cazul circuitelor de curent continuu fără miez de fier și a gazului grizu.

Această dependență arată că, creșterea inductanței circuitelor peste 0,1 H (valoarea uzuală în practică) reduce curentul necesar pentru aprinderea amestecului exploziv sub 0,1 A. Rezultă că este posibil ca scînteile din circuitele de iluminat și forță, folosite în subteran, să fie întotdeauna (indiferent de valoarea tensiunii) periculoase în privința probabilității de a provoca explozii, căci curentul din aceste circuite este de obicei mult mai mare de 0,1 A.

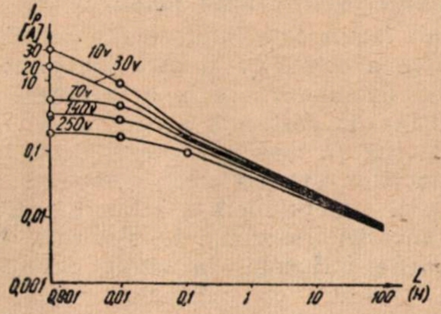


Fig. 4. Influența tensiunii asupra valorii curentului de aprindere a amestecului de metan, în cazul circuitelor cu inductanță.

Avînd în vedere că în subteran, în afară de curentul continuu și cel alternativ de frecvență industrială se utilizează și curenți de frecvențe mai înalte (100—150 Hz, pentru alimentarea perforatoarelor, zeci de kHz în instalațiile de telecomunicații și există perspective de a se utiliza frecvențe diferite de 50 Hz în tracțiune, iluminat, protecție etc.), s-a studiat și influența frecvenței asupra capacității de aprindere a scînteilor electrice.

Experimental s-a stabilit că în circuitele cu inductanță mică (sub circa 0,2 H), cînd termenul *LI/2* este neglijabil, mărirea frecvenței, pînă la valorile maxime întîlnite în practică, micșorează capacitatea de aprindere a descărcărilor electrice (fig. 5). Efectul favorabil al frecvențelor ridicate se explică prin aceea că în decursul descărcării tensiunea și curentul trec prin valoarea zero cu atît mai des, cu cît frecvența este mai mare.

Creșterea numărului de treceri prin zero a tensiunii și a curentului ajută deionizarea spațiului dintre electrozi, favorizînd stingerea rapidă a scînteii și micșorînd durata τ a descărcării și implicit energia disipată de aceasta. De asemenea, avînd în vedere caracterul probabilistic al fenomenului de aprindere, un curent alternativ este mai puțin periculos decît cel continuu, căci întreruperea curentului alternativ se va face de cele mai multe ori cînd valoarea sa nu va fi maximă și uneori chiar cînd curentul este zero, deci cînd scînteile sînt mai puțin periculoase.

Dar influența frecvenței este apreciabilă doar la o schimbare în limite largi a valorilor sale. Într-un caz concret la frecvența de 1 000—8 000 Hz, curentul de aprindere a crescut doar cu 50—100% față de valoarea sa la frecvența de 50 Hz și abia la 100 kHz a fost de 7—10 ori mai mare.

Inexistența unei diferențe între capacitatea de aprindere a curentului continuu și a celui de frecvență industrială, a fost explicată prin faptul că la 50 Hz timpul la care valoarea curentului scade de la maxim la zero este de $5 \cdot 10^{-3}$ s. (un sfert de perioadă). In schimb, durata descărcării (variind, în cazul circuitelor pur ohmice, între 10^{-3} și $4 \cdot 10^{-3}$ s.) este mai mică, astfel încît, în foarte multe cazuri, în timpul cît durează scînteia, curentul nu trece prin zero și nu se creează condiții favorabile deionizării și stingerii descărcării.

Cercetările experimentale prezentate în figurile alăturate permit să se facă următoarele constatări :

a. În cazul circuitelor cu inductanță mică (fig. 5), curentul de aprindere (avînd $P = 10^{-3}$) crește în mod apreciabil cu frecvența căci, în expresia energiei disipate în scînteie, termenul $LI^2/2$ este mic, iar termenul $UI\tau/6$ scade datorită micșorării duratei de existență a descărcării o dată cu creșterea frecvenței.

b. Pentru fiecare valoare a inductanței (fig. 6) curentul de aprindere crește pînă la o anumită frecvență și apoi scade. Această micșorare se explică prin aceea că, la frecvențe foarte înalte, trecerile prin zero ale curentului sînt așa de dese încît electrozii nu au timp să se răcească și descărcarea nu se întrerupe. Astfel, durata scînteii τ, începe să crească cu frecvența, mă-

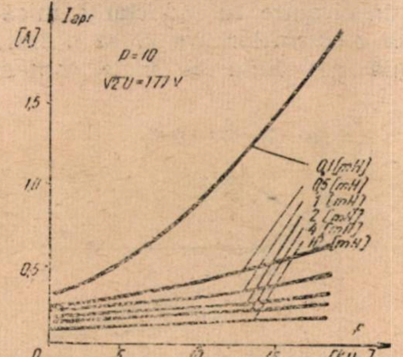


Fig. 5. Influența frecvenței asupra valorii curentului de aprindere a amestecului de metan în domeniul frecvențelor mijlocii.

rind energia disipată, datorită termenului $UI\tau/6$ Cu micşorarea inductanţei creşte valoarea maximă a curentului de aprindere şi frecvenţa ce-i corespunde.

c. Influenţa frecvenţei este neînsemnată în circuite cu inductanţă mare (fig. 7). Energia disipată în descărcare se datoreşte în acest caz termenului constant $LI^2/2$, care este mult mai mare decît $UI\tau/6$ care variază cu frecvenţa prin factorul cu τ.

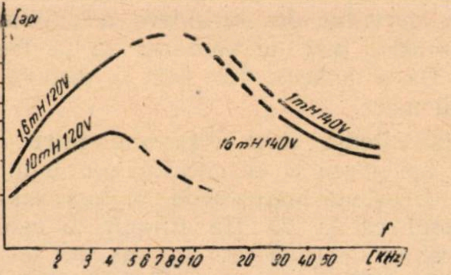


Fig. 6. Influenţa frecvenţei asupra valorii curentului de aprindere a amestecului de metan, în domeniul frecvenţelor mari.

Capacitatea de aprindere a scînteilor este influenţată de forma, dimensiunile şi materialul electrozilor, ca factori care determină cantitatea de căldură absorbită de aceştia de la scînteia electrică, în dauna căldurii cedată amestecului exploziv.

Cum este de aşteptat, o dată cu creşterea dimensiunilor contactelor creşte masa şi căldura absorbită de aceştia şi scade capacitatea de aprindere. În figura 8 se arată cum creşte curentul minim de aprindere o dată cu mărimea diametrului electrozilor. Efectul favorabil al măririi curentului minim de aprindere este maxim în circuite cu inductanţă mică ($L = 0$).

Forma electrozilor are şi ea o influenţă considerabilă dat fiind că nişte contacte punctiforme produc scîntei mai intense decît cele plane.

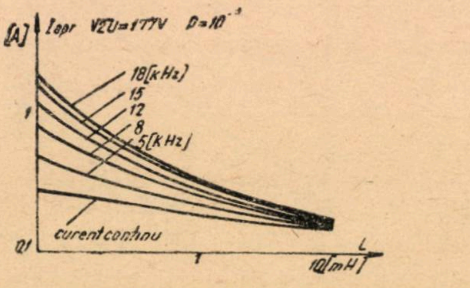


Fig. 7. Dependenţa dintre curentul de aprindere a amestecului de metan şi inductanţă, pentru valori mici şi mijlocii ale frecvenţei.

Materialul contactelor influenţează capacitatea de aprindere prin căldura specifică şi temperatura de topire şi volatilizare.

Dacă aceste temperaturi sînt scăzute, vaporii metalici care se formează şi sudarea contactelor, favorizează aprinderea, deoarece măresc durata de existenţă a scînteilor de deconectare şi inclusiv energia degajată. Aceşti factori au o acţiune nesistematică, dînd descărcărilor electrice un caracter întîmplător, ceea ce face imposibilă reproducerea exactă a scînteilor chiar în condiţii macroscopice identice.

Un alt factor care influenţează capacitatea de aprindere a scînteilor şi care deformează nesistematic fenomenele de la o încercare la alta, este viteza de desfacere a contactelor. S-a arătat mai sus că mărimea vitezei de îndepărtare a contactelor are un efect defavorabil asupra capacităţii de aprindere a scînteilor prin reducerea energiei absorbite de electrozi. În afară de această influenţă, în cazul circuitelor de curent continuu cu inductanţă mare, întreruperea rapidă a circuitului determină dezvoltarea într-un timp scurt a unei energii mari, datorită fenomenului de inducţie, care depăşeşte energia debitată de sursă, mărind capacitatea de aprindere a scînteilor. În cazul inductanţelor mici, sînt dimpotrivă periculoase deconectările lente, căci energia care se dezvoltă în scînteie, doar pe seama sursei, este proporţională cu durata descărcării.

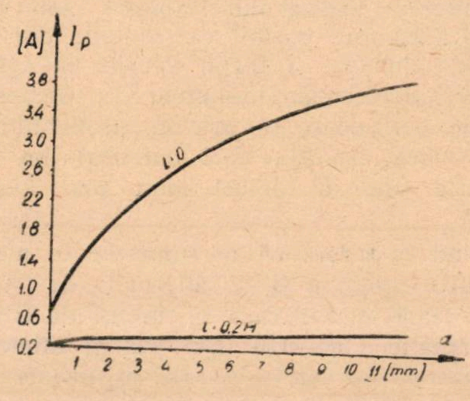


Fig. 8. Influenţa diametrului (masei) contactelor asupra valorii curentului de aprindere a amestecului de metan.

O altă categorie de cauze, de natură electrică, care pot produce explozii sînt pereţii încinşi ai echipamentului electric.

Factorii care condiţionează aprinderea metanului de la un corp încins sînt temperatura şi energia acestuia, durata sa de acţiune asupra gazului, precum şi temperatura şi presiunea acestuia din urmă. Pereţii metalici groşi provoacă explozia metanului dacă temperatura lor este de 650—750°C, în funcţie de valoarea celorlalţi factori de care depinde posibilitatea apariţiei exploziei. Astfel, la o durată de interacţiune de 0,5 s, temperatura de aprindere este de 740°C, iar la 15 s — de numai 675°C.

Filamentele lămpilor electrice, avînd o masă şi o inerţie termică mult mai mică decît pereţii încinşi, pot provoca o aprindere mai frecventă a gazului grizu, numai dacă temperatura filamentului este de circa două ori mai mare ca temperatura minimă de aprindere în cazul suprafeţelor corpurilor solide cu masă mare, temperatura de aprindere fiind mai ridicată cu cît filamentul este mai subţire.

S-a reuşit să se volatilizeze, într-o atmosferă explosivă şi la o temperatură chiar mai mare de 3 000°C, filamentele subţiri de wolfram (cu diametre de cîţiva microni), fără ca să se producă aprindere. Pe de altă parte, lungimea firului nu influenţează capacitatea de aprindere, în schimb spiralarea diametrului şi pasul acestuia, modificînd inerţia termică a filamentului, favorizează provocarea exploziilor.

Deformaţia, cu caracter neprevăzut pe care o poate suferi filamentul în spirală la spargerea balonului, schimbă inerţia sa termică prin apropierea unor spire sau îndepărtarea altora şi modifică în mod cu totul nesistematic condiţiile de provocare a exploziei de către lămpi de aceeaşi construcţie.

S-a stabilit că aprinderea amestecului exploziv este determinată în esenţă de temperatura filamentului în momentul cînd acesta vine în contact cu mediul periculos. Din acest motiv capacitatea de a provoca exploziile la spargerea lămpilor depinde de toţi factorii care influenţează această temperatură. După distrugerea balonului lămpii, filamentul începe să se răcească şi orice factor care întîrzie pătrunderea amestecului periculos la filament face ca contactul lor să se efectueze la o temperatură mai scăzută, deci mai puţin periculoasă. Astfel se explică de ce lămpile de volum mare şi cele umplute cu gaze inerte asigură o securitate mai mare în privinţa exploziilor.

Pericolul de explozie se micşorează o dată cu creşterea vitezei gazului faţă de filament, întrucît acesta este răcit mai repede la o temperatură nepericuloasă. Deoarece modul de mişcare a mediului în jurul filamentului se schimbă de la o experienţă la alta, fiind determinat îndeosebi de felul în care s-a produs distrugerea balonului protector, aprinderea amestecului exploziv de către filamentele lămpilor electrice, este şi din acest motiv un fenomen cu caracter întîmplător, care trebuie studiat cu metodele matematicii statistice.

Caracterul aleator al exploziilor este determinat de asemenea de apariţia întîmplătoare a amestecurilor explozive în interiorul carcaselor utilajelor electrice. Producerea metanului şi a prafului de cărbune în atmosfera minei nu are un caracter sistematic iar pătrunderea acestora în interiorul carcaselor este şi ea întîmplătoare. Într-adevăr, amestecurile inflamabile ajung în carcase numai cu ocazia demontări efectuate în subteran sau prin „respiraţia termică" a utilajelor, cauzată de încălzirea şi răcirea lor succesivă datorită variaţiei sarcinii.

Dar gazele explozive se pot forma accidental chiar în interiorul utilajelor, prin descompunerea unor materiale izolante sub acţiunea temperaturilor înalte produse de arcul electric, care se formează la producerea întîmplătoare a scurtcircuitelor. În aceste cazuri se degajă 40—60 cm^3 de gaze explozive pentru fiecare kWs dezvoltat de arc. Astfel, uleiul din transformator se descompune într-un amestec exploziv format din 85% hidrogen şi 15% acetilenă. Materialele izolante organice produc prin descompunere 20—60% hidrogen, 15—40% oxid de carbon, 2—8% metan şi cantităţi mici de alte hidrocarburi grele. Doar în cuvele acumulatoarelor electrice de pe locomotive se produc în mod periodic, în timpul proceselor de încărcare, cantităţi periculoase de hidrogen.

Pentru stabilirea condiţiilor de încercare a utilajului electric minier supus pericolului de explozie, este necesar să se cunoască valoarea concentraţiei amestecului de inflamabilitate maximă (pentru care aprinderea se poate produce cel mai uşor), precum şi valoarea concentraţiei amestecului de agresivitate maximă, care produce temperatura şi presiunea cea mai ridicată.

Pînă în prezent toate tipurile de utilaje electrice miniere se încercau la o concentraţie de 8,5 ± 1% metan, considerată drept concentraţie de inflamabilitate maximă. Experienţele, efectuate de numeroşi cercetători, au arătat însă că inflamabilitatea nu depinde numai de concentraţie, ci şi de felul sursei de aprindere, de dimensiunile şi de temperatura acesteia. Astfel, influenţa concentraţiei metanului asupra tensiunii, respectiv a temperaturii la care se produce aprinderea amestecului de la filamentele lămpilor cu incandescenţă, este arătată în figura 9. Din acest grafic rezultă că valoarea

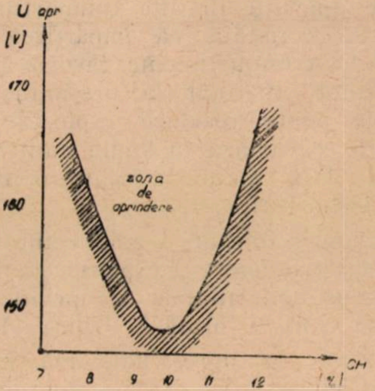


Fig. 9. Concentraţia de inflamabilitate maximă în cazul aprinderii de la filamentul unei lămpi cu incandescenţă

concentraţiei amestecului de inflamabilitate maximă este de 9,8% pentru cazul lămpilor cu incandescenţă. Deoarece curba are un minim pronunţat, abateri mici de la concentraţia optimă schimbă considerabil inflamabilitatea amestecului.

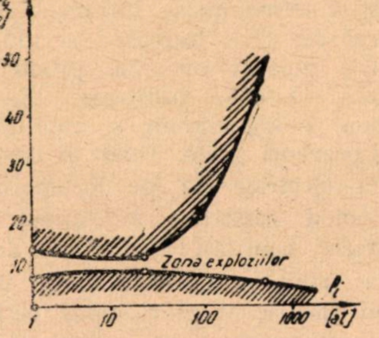


Fig. 10. Influenţa presiunii iniţiale a amestecului de metan asupra limitelor concentraţiilor explozive.

Din cele expuse rezultă că valoarea concentraţiei de inflamabilitate maximă trebuie stabilită experimental pentru fiecare caz în parte, iar abaterile concentraţiei în timpul încercărilor, de la valoarea optimă, să fie admise în limite foarte restînse, de circa ± 0,2%.

Inflamabilitatea gazului grizu este influenţată şi de presiunea iniţială a amestecului. În figura 10 se arată lărgirea zonei exploziilor o dată cu creşterea presiunii iniţiale. Existenţa unor amestecuri explozive cu presiune iniţiată se datoreşte compresiunii provocate în unele compartimente ale utilajului electric de către o explozie apărută în alte compartimente ale acestuia. Se constată că împărţirea cavităţii carcaselor în compartimente favorizează apariţia exploziilor, întrucît la presiunile ridicate pe care le poate produce, exploziile apar la concentraţii ce variază în limite mult mai mari decît 5 ÷ 14% metan stabilite pentru cazul presiunii atmosferice.

Dar presiunea iniţială a amestecului uşurează condiţiile de producere a exploziei şi prin reducerea temperaturii minime de aprindere a metanului, aşa cum se arată în figura 11.

Concentraţia de agresivitate maximă corespunde condiţiilor unei oxidări complete a metanului, în care caz cantitatea de căldură dezvoltată în timpul exploziei, şi respectiv temperatura şi presiunea, sînt maxime. Combinarea integrală a metanului cu oxigenul din aer, la presiunea de 760 mm col. Hg şi la temperatura de 20°C, are loc o concentraţie de metan egală cu 9,5% (ca volum).

Trecînd la examinarea gradului de agresivitate a gazului grizu, caracterizat prin presiunea şi temperatura dezvoltată în timpul exploziei, se scoate în evidenţă că acesta este determinat de cantitatea de căldură dezvoltată prin reacţia exotermică de combinare a metanului cu oxigenul din aer.

La o ardere completă (la concentraţia de 9,5% metan) se degajă o energie de 755 cal/m³, la 760 mm col. Hg şi 20°C; o dată cu creşterea adîncimii exploatărilor subterane, se măreşte şi cantitatea de energie dezvoltată de explozie, ajungînd să fie 900 cal/m³ la 800 mm col. Hg şi 30°C, la o adîncime de 1 000 m.

Considerînd că utilajul electric are o carcasă ermetică, se găseşte prin calcul că presiunea dezvoltată, prin încălzirea adiabatică la volum constant a gazelor din interiorul carcasei este de 8,43 kgf/cm², la o temperatură iniţială de 20°C şi o presiune 760 mm col. Hg. Această valoare este teoretică, deoarece de fapt explozia nu este adiabatică, carcasele nu sînt ermetice, iar arderea metanului în realitate este întotdeauna incompletă din cauza neomogenităţii amestecului şi a disociaţiei parţiale a metanului înainte de atingerea temperaturii de aprindere.

Din aceste motive presiunea reală, măsurată experimental, este mai mică ca valoarea teoretică de 8,43 kgf/cm², şi variază evident în funcţie de concentraţia metanului, care determină gradul mai mult sau mai puţin complet al combinării sale cu oxigenul.

Datorită faptului că pierderile de căldură prin pereţii carcasei micşorează temperatura exploziei, iar suprafaţa de răcire scade mai încet decît volumul, micşorarea volumului carcasei reduce presiunea căci prin aceasta creşte suprafaţa de răcire pentru unitatea de volum a carcasei. Această influenţă este însă neînsemnată pentru volume mai mari de 0,5 l.

Forma sferică a carcasei conduce la o presiune mare a exploziei datorită faptului că flacăra se propagă sub forma unei unde sferice cu o viteză redusă (2—180 mm/s). Cînd aprinderea este provocată în centrul carcasei sferice, arderea se face concomitent în toate părţile carcasei şi energia calorică dezvoltată în unitatea de timp este maximă. La formele dreptunghiulare, flacăra ajunge la pereţi înainte de a se produce arderea din colţurile carcasei,

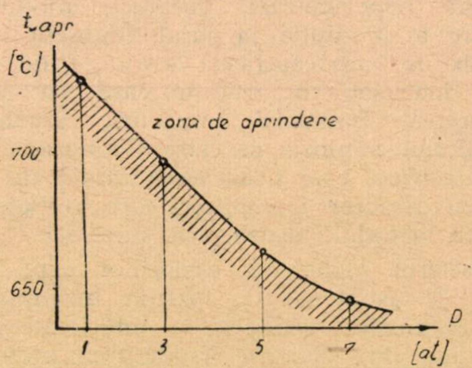


Fig. 11. Influenţa presiunii iniţiale a amestecului de metan asupra temperaturii minime de aprindere

care astfel are loc în condiţiile răcirii amestecului exploziv datorită contactului flăcării cu pereţii carcasei.

Acelaşi efect îl are şi aprinderea iniţială excentrică, ceea ce face ca agresivitatea exploziei să depindă şi de poziţia locului unde se declanşează aprinderea, fiind maximă în cazul aprinderii centrice.

În subteranul exploatărilor miniere se utilizează multe instalaţii electrice (de semnalizare, telecomunicaţii, automatizare, măsură şi altele) care au o funcţionare intermitentă. Existenţa unor perioade cînd utilajul nu este parcurs de curent, face ca unele întreruperi accidentale ale circuitului electric să se producă în perioadele cînd curentul este nul. Astfel, probabilitatea producerii concomitente a celor trei factori necesari pentru producerea exploziei — existenţa curentului în circuit, întreruperea acestuia şi prezenţa unui amestec inflamabil — este mult mai mică la acest gen de instalaţii. Acest fapt explică probabilitatea mai redusă cu care aceste instalaţii electrice pot provoca exploziile.

Dacă se notează cu T, timpul total de exploatare a utilajului, cu P, probabilitatea cu care aceasta poate produce exploziile în regim de funcţionare continuă, cu t, perioadele de timp în care utilajul este parcurs de curent sau se află sub tensiune, probabilitatea exploziei, p — corespunzătoare funcţionării intermitente, va fi:

$$P = \frac{t}{T} p. \tag{7}$$

Pentru ca o instalaţie cu funcţionare intermitentă să aibă acelaşi grad de securitate ca şi în regimul de funcţionare continuă, rezultă că în regimul intermitent se poate admite o valoare a parametrului care condiţionează explozia (curentul), mai mare decît în funcţionare continuă.

Într-adevăr, expresia probabilităţii P în funcţie de curentul I reprezentată grafic în figura 2 într-un sistem de axe cu scări logaritmice se poate pune sub forma:

$$\log P = a \log I + \log b, \tag{8}$$

în care a şi b sînt nişte constante ce depind de natura amestecului exploziv. Pentru regimul intermitent, ţinînd seama de relaţia (7), expresia probabilităţii devine:

$$\log p = a \log I + \log b + \log \frac{t}{T} \tag{9}$$

În figura 12 s-au reprezentat variaţiile probabilităţii exploziei în regim de funcţionare continuă P şi intermitentă p. Se constată că la aceeaşi probabilitate (de exemplu de 10^{-8}) în regim intermitent îi corespunde un curent I_ε mai mare decît în regim continuu I_∞. Egalînd ultimele două expresii, se obţine relaţia între I_ε şi I_∞.

$$I_\varepsilon = I_\infty \sqrt[a]{\frac{T}{t}} = I_\infty \sqrt[a]{\frac{100}{\varepsilon \%}}, \tag{10}$$

în care s-a introdus expresia duratei de conectare $\varepsilon = t\ 100/T$.

Deşi I_ε creşte cu micşorarea lui ε, din cauză că obişnuit indicele a al radicalului este mare, scăderea duratei de funcţionare nu permite o creştere apreciabilă a valorii curentului nepericulos în regim intermitent, corespunzător unei probabilităţi de 10^{-8}. În tabela 1 se prezintă variaţia raportului I_ε/I_∞, în cazul gazului grizu cînd $a = 15$, pentru valorile uzuale ale duratei relative de conectare: 40, 15% (instalaţii de forţă) şi 10, 1, 0,10, 0,01% (instalaţii de semnalizare, telecomandă etc).

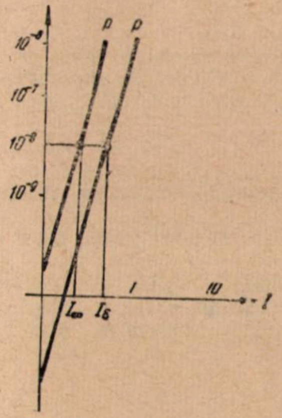


Fig. 12. Caracteristicile de probabilitate a exploziilor în cazul funcţionării continue *(P)* şi intermitente *(p)* a utilajului electric.

Tabela 1

ε %	40	15	10	1	0,1	0,01
I_ε/I_∞	1,06	1,14	1,17	1,36	1,58	1,85

Se constată că, în cazul instalaţiilor de forţă, creşterea lui I_ε faţă de I_∞ este neînsemnată (6—14%), astfel încît se poate trage concluzia că încercarea securităţii la explozie a utilajelor cu funcţionare intermitentă se poate face practic la aceeaşi valoare a curentului ca şi în regimul continuu.

Dar în cazul instalaţiilor cu durată relativă de funcţionare foarte mică, creşterea valorii curentului I_ε faţă de I_∞ este suficient de mare pentru ca să prezinte interes practic. Astfel, unele instalaţii de semnalizare, telecomandă etc. cu funcţionare intermitentă şi $\varepsilon < 1\%$, pot fi încercate la explozie la un curent mai mare (cu 36—85%) faţă de cazul funcţionării continue.

Această constatare va permite o realizare mai uşoară şi mai economică a construcţiei cu siguranţă intrinsecă a utilajelor cu funcţionare intermitentă.

*

Analiza expusă a factorilor fizici care provoacă exploziile mediilor inflamabile, precum şi mecanismul lor de acţionare, indică condiţiile experimentale în care trebuie să se efectueze încercările de omologare a securității contra exploziilor a utilajului electric.

Caracterul aleator al proceselor de aprindere a mediilor explozive prin agenți de natură electrică, relevat de această analiză, a permis, prin aplicarea matematicii statistice, stabilirea unei metodologii de încercare a utilajului electric antiexploziv, expuse într-o altă publicație a autorilor [11].

BIBLIOGRAFIE

[1] Bruce, C. E. R. și Johnson, N. L. *A statistical method of assesing the safety of gaps between flanges of flameproof electrical apparatus,* Journal of the Institution of Electrical Engineers, nr. 43, 1948.

[2] Kovalev, P. F. și Kocerga, N. G. *Dependența între curentul de aprindere și inductanța circuitului determinată cu o metodă statistică.* Buletin MakNII, nr. 2, 1956.

[3] Müller, K. *Eigensichere Stromkreise.* E.T.Z., nr. 5, 1957.

[4] Kravcenko, V. S. *Protecția contra exploziilor a echipamentului electric în atmosfere de gaze explozive.* Vestnik elektropromîșlenost, nr. 9, 1958.

[5] Gavrilicenko, L. I. *Securitatea internă a rețelelor de împușcare electrică la înaltă frecvență.* Voprosî gornoi elektromehaniki, Trudî MakNII, nr. 9, 1959.

[6] Frey, G. *Ergebnisse neuer Untersuchungen über die Eigensichercheit elektrischer Geräte und Anlagen.* Elektrie, nr. 4, 1960.

[7] Kravcenko, V. S. și Sun Yui Chi. *Securitatea internă a circuitelor electrice la frecvențe înalte.* Elektricestvo, nr. 1, 1961.

[8] Riddlestone, H. G. și Nethercot, M. A. *The effect of discharge characteristics on the ignition of gases by disruptive spark discharges.* Simposium on flameproofing and intrinsic safety and other safeguards in electrical instrument practice. I.E.E., London, 1962.

[9] Gordon, R. L. și West, L. C. W. *The ignition of methane— air mixtures by arc discharges of controlled duration.* Simposium on flameproofing and intrinsic safety and other safeguards in electrical instrument practice. I.E.E., London, 1962.

[10] Sabatin, I. *Electrificarea minelor,* Editura didtică și pedagogică, București, 1964.

[11] Sabatin, I. *Bazele teoretice ale metodicii de omologare a securității la explozie a utilajelor electrice pentru atmosfere inflamabile.* Lucrările simpozionului „Electrificarea și automatizarea minelor". Editura Academiei de mine și metalurgie, Cracovia, 1964.

Realizările obținute în problema explozivilor antigrizutoși

Ing. *I. FOCȘA* și
ing. *S. TAT*

Problema asigurării securității și a eficacității lucrărilor de împușcare impune necesitatea unor cercetări sistematice în domeniul explozivilor minieri.

Cercetările în acest domeniu au luat o extindere deosebită în majoritatea țărilor cu industrie extractivă dezvoltată, încadrînd materialele explozive în categoria principalelor mijloace de depilare a substanței utile din masiv.

Datorită concentrațiilor periculoase de metan și a prezenței prafului de cărbune exploziv, în minele de cărbuni se impune, în baza unor măsuri speciale, folosirea unor explozivi antigrizutoși care să prezinte siguranță față de metan și praful de cărbune exploziv.

Acești explozivi trebuie să posede în același timp caracteristici balistice corespunzătoare scopului urmărit.

Una din problemele de bază ale Stației de cercetări pentru securitate minieră din Petroșeni o constituie cercetările în domeniul explozivilor antigrizutoși.

Preocupările S.C.S.M.-Petroșeni în colaborare cu întreprinderea producătoare în domeniul explozivilor anitgrizutoși, au fost concretizate prin elaborarea explozivilor antigrizutoși, explozivul AGC-1 (carbonitul) și explozivul AGS-1 (sterilul).

Acești explozivi nu satisfac întru totul cerințele impuse de stadiul actual de dezvoltare a industriei noastre carbonifere, avînd o capacitate de lucru redusă (AGC-1, 150 cm^3 și AGS-1, 200 cm^3), producînd în același timp greutăți în desfășurarea procesului de producție prin folosirea limitată atît în steril cît și în cărbune.

Cercetările recente au rezolvat acest inconvenient prin elaborarea unui singur exploziv antigrizutos AG care să permită utilizarea lui în subteran, atît la lucrările în cărbune cît și în sterli, exploziv care posedă o siguranță corespunzătoare și o capacitate de lucru superioară actualilor explozivi antigrizutoși.

Noul exploziv antigrizutos AG este caracterizat prin compoziția:

10,5% ;	nitroglicerină
57,0% ;	azotat de amoniu
30,5% ;	clorură de sodiu
2,0%.	făină de lemn

Proprietăți fizico-chimice:

aspect	pulbere alb-gălbuie
greutatea volumetrică, minimum	1,1 g/cm^3 ;
umiditatea, maximum	0,8% ;
capacitatea de lucru (Trauzl), minimum	230 cm^3 ;

brizanța (Hess):

— turtirea ambilor cilindri, minimum	10,5 mm.
— turtirea cilindrului inferior, minimum	2,5 mm.

Transmiterea exploziei complete la distanță egală cu diametrul cartușului.

Compoziția gazelor de explozie:

oxizi de azot,	5,28—0,91 l/kg
oxid de carbon	nu are
Total gaze toxice CO convențional, l/kg	33,79—5,82 l/kg.

Cercetările și experimentările efectuate în cursul anului 1962 pe scară de laborator și subteran au demonstrat calitățile noului exploziv, urmînd ca în baza unui număr mai mare de încercări eșalonate în timp să se treacă la omologarea lui. În acest scop, în cursul anului 1963, s-a fabricat un număr de 10 loturi de explozivi AG.

Loturile fabricate au fost verificate în cadrul S.C.S.M.-Petroșeni, (tunel experimental) la antigrizutanță și siguranță față de praful de cărbune conform Instrucțiunilor pentru experimentarea și verificarea explozivilor antigrizutoși și contra prafului de cărbune, în vederea admiterii folosirii lor în minele grizutoase și cu praf de cărbune.

Toate loturile verificate au fost declarate corespunzătoare.

În scopul determinării variației caracteristicilor explozivului AG în perioada de garanție (3 luni), explozivul a fost depozitat în condiții de subteran (umiditate 90%), determinîndu-se periodic umiditatea, sensibilitatea la transmiterea detonației și antigrizutanța.

După o depozitare de două luni, explozivul a prezentat următoarele caracteristici:

— umiditatea a crescut de la 0,29 la 1,0%;

— sensibilitatea la transmiterea detonației — constantă;

— antigrizutanța — constantă.

Verificările au continuat pînă la expirarea termenului de garanție, depozitarea în această perioadă neavînd nici o influență negativă asupra antigrizutanței și a sensibilității explozivului.

După o depozitare de cinci luni și jumătate verificările efectuate arată:

— umiditatea a crescut la 3,29%;

— sensibilitatea la transmiterea detonației — necorespunzătoare.

La efectuarea probelor de sensibilitate, 50% din numărul cartușelor nu au explodat în groapa de nisip, cartușele fiind așezate cap la cap (cîte 7 bucăți).

Rezultă deci că noul exploziv antigrizutos AG în perioada de garanție își păstrează caracteristicile sale, în condițiile de depozitare prevăzute de legile în vigoare.

Conform programului de cercetare, loturile de explozivi AG fabricate și verificate în cursul anului 1963 la antigrizutantă și siguranță față de praful de cărbune au fost experimentate în subteran în vederea urmăririi comportării acestui exploziv comparativ cu actualii explozivi.

În acest sens, în baza avizelor forurilor competente, experimentările au avut loc în cadrul C.C.V.J. la Exploatarea minieră Lonea și Exploatarea minieră Vulcan.

La E.M. Lonea experimentările s-au efectuat în trei etape:

— în prima etapă a experimentărilor s-a urmărit comportarea explozivului AG, atît în cărbune (abataje și pregătiri în cărbune) cît în steril, în ceea ce privește stabilirea încărcăturilor optime, în vederea obținerii unei profilări bune și a unei granulații corespunzătoare;

— în etapa a II-a, folosindu-se încărcăturile stabilite în prima etapă, explozivul a fost utilizat în mod continuu pe trei schimburi la toate lucrările miniere ale sectorului, urmărindu-se în această perioadă consumul specific realizat;

— în etapa a III-a explozivul a fost folosit sporadic (diverse abataje în diferite schimburi) în scopul verificării datelor obținute în prima și a doua etapă.

Realizările obținute în etapa a II-a, etapă în care s-a urmărit consumul specific al explozivului pe sector, comparativ cu indicii obținuți în luna octombrie 1963 la același sector, scot în evidență următoarele (se face comparație cu luna octombrie deoarece în această lună condițiile de lucru au fost asemănătoare):

— consum specific realizat pe sector, 0,141 kg/t;

— consum specific realizat în luna octombrie pe sector, 0,174 kg/t.

Rezultă deci că în perioada experimentărilor s-a obținut un consum specific de explozivi redus cu circa 19% față de consumul specific realizat cu actualii explozivi.

Față de consumul specific planificat de 0,190 kg/t, explozivul AG se încadrează ca indice favorabil.

La E.M. Vulcan experimentările au urmărit comportarea explozivului în subteran, atît la lucrările în cărbune, cît și în steril, în ceea ce privește profilarea și granulația materialului împușcat pentru stabilirea încărcăturilor optime și consumul specific realizat, folosindu-se încărcăturile stabilite.

Comparîndu-se datele obținute în timpul experimentărilor cu indicii de consum pe luna octombrie 1963, rezultă următoarele:

— consum specific realizat pe sector în perioada experimentărilor 0,397 kg/t;

— consumul specific realizat pe sector în luna octombrie 0,557 kg/t.

Din cele de mai sus rezultă o scădere a consumului de exploziv pe tona extrasă cu circa

29% prin folosirea explozivului AG, comparativ cu realizările obţinute cu explozivii existenţi.

Faţă de consumul planificat, explozivul AG se încadrează ca indice favorabil.

După efectuarea operaţiilor de împuşcare, profilarea frontului a fost bună, iar granulaţia corespunzătoare.

★

Din experimentările efectuate cu explozivul AG a reieşit că consumul acestui exploziv este mai scăzut decît al explozivilor folosiţi actualmente cu 19—29%.

În afară de economia ce se poate realiza prin folosirea pe scară industrială a explozivului AG, se înlătură greutăţile în producţie semnalate prin folosirea limitată a actualilor explozivi antigrizutoşi, fie în cărbune, fie în steril.

Eficacitatea economică, comportarea în timpul experimentărilor subterane, indicii tehnico-economici obţinuţi îndreptăţesc folosirea noului exploziv pe scară industrială.

Studiul normelor pentru controlul funcţionării spălătoriilor de cărbuni

Ing. *N. HERŢA* şi
ing. *L. HÎNCU*

Ultimii ani au adus în industria carboniferă o serie de probleme de o deosebită importanţă pentru dezvoltarea acestei ramuri a industriei grele, şi anume:

— înrăutăţirea calităţii producţiei-ocnă extrasă din subteran;

— necesitatea măririi producţiei valorificabile.

Prima problemă are drept cauze atacarea de zăcăminte de calitate mai slabă şi coborîrea exploatărilor în profunzime. Un rol major îl joacă simultan în ambele cauze mecanizarea abatării şi transportului cărbunilor. La a doua problemă, aspectul principal în constituie factorul economic: mărirea recuperării în producţie valorificabilă pentru o aceeaşi producţie-ocnă extrasă, adică îmbunătăţirea aspectului economic al preparării.

Ambele probleme au dus la acordarea unei atenţii din ce în ce mai mari tehnologiei de preparare, aceasta atrăgînd după sine implicit o dezvoltare amplă a metodologiei de apreciere a rezultatelor preparării, cerinţele impuse acestei metodologii fiind în acelaşi timp precizia şi simplitatea.

Metodologia de control cuprinde în ansamblu trei faze principale:

— prelevarea probelor necesare controlului;

— prelucrarea probelor necesare controlului;

— interpretarea rezultatelor analizelor în vederea determinării eficienţei tehnico-economice a preparării.

În legătură cu diferitele aspecte şi faze ale metodologiei de control a apărut o serie foarte amplă de lucrări, în diferite ţări, multe din noţiuni şi procedee fiind cuprinse în proiecte de standard ISO, ca urmare a activităţii susţinute a comitetului tehnic pentru combustibili solizi din cadrul ISO.

În anul 1963 ICEMIN a început să efectueze o serie de studii referitoare la metodologia de control a proceselor de preparare.

În primul studiu, efectuat în anul 1963, aspectele majore tratate au fost discuţia diferitelor procedee de determinare a recuperărilor şi discuţia indicilor tehnologici cei mai eficienţi pentru aprecierea rezultatelor preparării.

Conceput ca o lucrare de bază din care vor deriva pe rînd o serie de lucrări de amănunt, studiul respectiv are un caracter de platformă de discuţii pentru tehnologii de cercetare şi de producţie, urmînd ca după serii de verificări practice să poată servi ca un punct de plecare pentru stabilirea unor norme adecvate.

A. Determinarea recuperărilor

Determinarea corectă a recuperărilor constituie o problemă de bază în procesele de preparare, deoarece de acest parametru depinde determinarea mai mult sau mai puţin corectă a tuturor indicilor tehnologici care definesc eficienţa şi selectivitatea sortării.

De obicei, în tehnica preparării cărbunilor, sortarea este de două tipuri: în două şi în trei produse. Pentru ambele tipuri de sortare, procedeele care servesc la determinarea recuperării sînt numeroase. În ansamblul lor, fără a ţine seamă de tipul sortării, aceste procedee se împart în două grupe distincte:

1 — determinarea directă, bazată pe cîntărirea directă a produselor;

2 — determinarea indirectă, bazată pe analizele efectuate asupra materialului brut şi produselor finite ale sortării.

Dacă pentru grupa I situaţia este clară şi corectitudinea determinării depinde numai de precizia aparatajului de cîntărire, la grupa a II-a au fost formulate diferite procedee de calcul matematic, fiecare din ele avînd la bază diferite principii. Indiferent de principiul procedeului de calcul, determinarea indirectă se poate subdivide la rîndul ei în două categorii :

— determinarea indirectă, bazată pe o analiză densimetrică elementară la cîteva valori-reper (de obicei una sau două, după tipul sortării) a alimentării şi produselor finite rezultate la sortare ;

— determinarea indirectă, bazată pe o analiză densimetrică completă a alimentării şi produselor finite rezultate la sortare.

Determinarea directă se poate aplica în bune condiţii în laborator sau la instalaţiile pilot la care cantităţile manipulate sînt de ordinul a cîtorva tone. De asemenea, ea se aplică în mod curent la instalaţiile industriale, pentru determinarea producţiei intrate şi a produselor finite rezultate (cîntare de bandă, cîntare bascule etc.). În cazul determinării recuperării pentru un aparat sau o secţie industrială, al determinării cantităţii de ape reziduale evacuate la instalaţiile industriale, metoda directă nu se mai poate aplica, cantităţile manipulate fiind de ordinul a zeci de tone, sute de metri cubi pe oră. De aceea, în aceste cazuri se foloseşte metoda indirectă, bazată exclusiv pe analizele densimetrice,

Tabela 1

Specificaţie	Cantităţi ($^0/_0$)		
Fracţiuni densimetrice	Alimentare	Spălat	Mixte
−1,4	51,7	77,7	0,4
1,4−1,5	8,1	15,7	0,9
1,5−1,6	2,6	3,7	3,6
1,6−1,8	2,8	1,8	14,6
+1,8	33,8	1,1	80,5
Total	100,0	100,0	100,0
Cenuşă, %	29,2	7,0	58,8

Tabela 2

Tipul analize	Simbolul procedeului (după Heidenreich)	Denumirea procedeului	Principiul procedeului
Elementară	a	formula de cenuşă	Cuplarea ecuaţiei de amestec pentru cenuşi cu ecuaţia de cantităţi
	W/d	formula densimetrică	Cuplarea ecuaţiei de amestec pentru plutirile densimetrice cu ecuaţia de cantităţi
	$\varnothing/a + d$	formula densimetrică şi de cenuşă	Cuplarea formulei de cenuşă cu formula densimetrică
	$R/a \times d$	formula Radek I	Cuplarea ecuaţiei de amestec a cenuşilor cu ecuaţia de amestec a plutirilor densimetrice Deoarece ecuaţia de caniităţi nu a fost folosită, valorile rezultate trebuie corectate la 100
	$R/a + d$	formula Radek III	Cuplarea ecuaţiei de amestec a cenuşilor cu ecuaţia de amestec a scufundărilor densimetrice şi cu ecuaţia de cantităţi
Completă	$P + K$	procedeul Paul şi Kühu	La densitatea de separare, rătăcirile din ambele produse, raportate la alimentare, sînt egale
	Cerch.	procedeul CERCHAR	Determinarea recuperării din aproape în aproape, prin trepte de compresare, urmărindu-se ca diferenţe Δ, rezultată la fiecare treaptă de compensare să fie minimă
	$\varnothing/$	procedeul mediei aritmetice	Media aritmetică a recuperărilor rezultate prin cuplarea ecuaţiei de amestec a plutirilor densimetrice cu ecuaţia de cantităţi pentru fiecare fracţiune densimetrică în parte
	$\varnothing/$	procedeul mediei ponderate	Media ponderată a recuperărilor rezultate prin cuplarea ecuaţiei de amestec a plutirilor densimetrice cu ecuaţia de cantităţi, pentru fiecare fracţiune densimetrică în parte
	Gr.	procedeul Grumbrecht	Utilizarea metodei Gauss a celor mai mici pătrate de erori, punînd condiţia ca pentru fiecare fracţiune densimetrică eroarea să fie minimă
	B.	procedeul Biederman	Divizarea ecuaţiei de amestec a fiecărei fracţiuni densimetrice prin valoarea fracţiunii respective din alimentare; în acest mod $\frac{\Delta}{r}$ devine un termen redus considerabil şi se poate neglija
	Br.	procedeul Brown	Procedeu de compensare, după o metodă statistică, folosindu-se în ecuaţia de amestec a fiecărei fracţiuni de tipul $\left(r - \frac{\varepsilon_r}{n} \right)$

de cenușă, umiditate, sulf etc. În industrie, acest lucru este destul de ușor de realizat, deoarece pentru însuși controlul curent al calității materiei prime și al produselor rezultate, astfel de analize se execută zilnic, sau chiar pe schimburi.

Procedeele de determinare indirectă a recuperării au fost examinate pentru ambele tipuri de sortare menționate — în două și în trei produse. O examinare minuțioasă a acestora a fost efectuată de Heidenreich, care a analizat pe rînd diferitele procedee de calcul.

Pentru cazul cărbunilor indigeni au fost considerate două situații și anume:

1. Sortarea în două produse a unui cărbune brut cu 29,2% cenușă, din care rezultă cărbune spălat cu 7% cenușă și mixte cu 58,8% cenușă. Analiza completă a alimentării și produselor finite rezultate este redată în tabela 1.

Pentru acest tip de sortare s-au examinat 12 procedee de calcul pentru determinarea indirectă.

Pentru procedeele care folosesc analize densimetrice complete s-au luat în considerare atît calculele cu ajutorul fracțiunilor densimetrice elementare, *r*, cît și cele cu ajutorul fracțiunilor densimetrice cumulate, *k*, pentru a se elimina, în conformitate cu precizarea lui Heidenreich [1], efectul de eroare pe care îl dau fracțiunile densimetrice de mijloc (mixtele). De asemenea, pentru unele procedee, în special cele bazate pe medii și compensare, s-au calculat valori suplimentare, prin cumularea unor fracțiuni densimetrice elementare ușoare (în scopul

Tabela 3

Interval de recuperare v/0.	Valoarea efectivă a recuperării v/0.	Numărul de valori în cadrul intervalului	Procedeul	Varianta procedeului	Simbolul (după Heidenreich)
57–58	57,14	2	Form. cenușe	—	a
	57,25		Brown	Fracț. 1 și 2 unite	$Br/r-1$
58–59	58,16	1	Radek III	—	$R/a+d$
59–60	—	—	—	—	—
60–61	60,10	4	Radek I	—	$R/a \times d$
	60,32		Form. dens. + cenușă	—	$\varnothing/a+d$
	60,35		Grumbrecht	Cumulat, fără fracț. 1 + cenușă	$Gr/K-1+2a$
	60,36		Med. ponderată	Cumulat, fără fracț. 1 + cenușă	$\varnothing/1+2a$
61–62	61,25	6	Grumbrecht	Cumulat + cenușă	$Gr/K+2a$
	61,57		Media aritmetică	Cumulat, fără fracț. 1	$\varnothing/K-1$
	61,70		Media ponderată	Cumulat, fără fracț. 1	$\varnothing/-1$
	61,70		Media ponderată	Cumulat + cenușă	$\varnothing/+2a$
	61,76		Grumbrecht	Fracț. elem. 1 și 2 unite	$Gr/r-1$
	61,82		Grumbrecht	Cumulat, fără fr. 1	$Gr/K-1$
62–63	62,30	8	Paul și Kühn	—	$P+K$
	62,41		Cerchar	—	*Cerch.*
	62,53		Grumbrecht	Fracțiuni elementare	Gr/r
	62,56		Brown	Fracțiuni elementare	Br/r
	62,75		Grumbrecht	Fracțiuni cumulate	Gr/K
	62,76		Media ponderată	Fracțiuni cumulate compensate	$\varnothing/pK$
	62,77		Media aritmetică	Fracț. cumulate	$\varnothing/K$
	62,82		Media ponderată	Fracț. cumulate	$\varnothing$
63–64	63,51	1	Form. densimetrică	—	W/d
64–65	64,56	1	Media aritmetică	Fracț. elementare	$\varnothing/r$
68–69	68,91	1	Media aritmetică	Fracț. elem. 1 și 2 unite	$\varnothing/r-1$
70–71	70,78	1	Biederman	Fracț. elementare	B/r
74–75	74,28	1	Biederman	Fracț. elem. 1 și 2 unite	$B/r-1$
57–75	17,14	26			

micșorării efectului fracțiunilor densimetrice medii), prin excluderea primei fracțiuni densimetrice ușoare (în scopul îmbunătățirii efectului de compensare pentru fracțiunile medii) și prin combinarea cenușii cu analiza densimetrică (în scopul combinării efectelor ambilor parametri).

Aceasta a dus la apariția a 26 variante din cele 12 procedee menționate.

Dispersia rezultatelor, conform diferitelor procedee de calcul a fost cea prezentată în tabela 3.

Dacă se consideră suma valorilor date de diferite procedee, atunci:

$\bar{x} = \frac{\Sigma x_i}{n} = \frac{1\,626,42}{26} = 62,55$ și N = gradul de libertate = 25.

$$\Sigma \varepsilon^2 = \Sigma(\bar{x} - X_i)^2 = 335,3192.$$

Ecartul tip este deci: $s = \sqrt{\frac{335,3192}{25}} = 3,771$, iar ecartul tip rezultat din media celor 26 valori obținute: $s_m = \frac{3,771}{26} = 0,74$.

Pentru 95% probabilitate există șansa ca valoarea adevărată să fie cuprinsă în intervalul: 61,00 – 64,10, conform relației:

$$\bar{x} - 2,1.s_m < \mu\, \bar{x} + 2,1.s_m.$$

Examinarea tabelei 3 arată că din 26 valori, 18 s-au situat pe un interval de numai 2,72 *v*/0 recuperare, restul valorilor fiind dispersate pe anumite zone, în număr redus.

Concluzia care se desprinde din cele prezentate este că pentru cazul folosirii unei analize elementare ar fi utilă formula densimetrică, iar pentru cazul folosirii unei analize densimetrice complete, cele mai adecvate procedee sînt cele bazate pe compensare, și anume procedeul Grumbrecht (marea majoritate a variantelor) și procedeul mediei ponderate (marea majoritate a variantelor).

2. Sortarea în trei produse a unui cărbune brut cu 33,4% cenușă, din care rezultă cărbune spălat cu 9% cenușă, mixte cu 40,2 % cenușă și șist cu 75,3% cenușă. Analiza completă a alimentării și produselor finite rezultate este redată în tabela 4.

Pentru acest tip de sortare au fost examinate trei procedee, dintre care opt au fost examinate și în cazul sortării în două produse: formula densimetrică, formula medie între densitate și cenușă, formulele Radek, procedeul Paul și Kühn, procedeele Cerchar, Grumbrecht și Biederman. Al nouălea procedeu — Belugou — are ca principiu cuplarea ecuației de amestec pentru plutirile densimetrice cu ecuația de cantități, pentru fiecare fracțiune densimetrică. Ecuația rezultată din primele două reprezintă o dreaptă. Rezolvarea procedeului este grafică prin intersecția dreptelor în perechi de două. Centrul de greutate al intersecțiilor are coordonatele V_c și V_m.

La procedeele care folosesc analize densimerice complete s-a procedat la fel ca și în cazul sortării în două produse, calculîndu-se variante cu fracțiuni densimetrice elementare sau cumulate, cu fracțiuni densimetrice elementare ușoare cumulate, cu prima fracțiune densimetrică exclusă sau cu combinarea cenușii la analiza densimetrică, pentru motivele arătate anterior. Astfel numărul variantelor calculate a fost de 15.

Dispersia rezultatelor obținute la calculul recuperării în cărbune curat este redată în tabela 5.

Pentru această situație:

$$\bar{x} = \frac{X_i}{n} = \frac{784,77}{15} = 52,32 \text{ și } N = 14$$

$$\Sigma \varepsilon^2 = \Sigma(\bar{x} - X_i)^2 = 13,7227.$$

Ecartul tip este deci: $s = \sqrt{\frac{13,7227}{14}} = 0,99$, iar ecartul tip rezultat din media celor 15 valori:

$$s_m = \frac{0,99}{15} = 0,26.$$

Pentru 95% probabilitate există deci șansa ca valoarea adevărată să fie cuprinsă în intervalul 51,76 – 52,88 *v*/0.

Dispersia rezultatelor obținute la calculul recuperării industriale este redată în tabela 6.

Tabela 4

Specificație	Cantități, %			
Fracțiuni densimetrice	alimentare	spălat	mixte	șist
−1,3	28,0	52,0	4,8	—
1,3−1,4	25,0	42,0	15,8	—
1,4−1,5	11,0	4,0	43,2	1,0
1,5−1,7	4,0	0,8	13,7	3,0
1,7−1,9	4,0	1,2	7,1	7,0
+1,9	28,0	—	15,4	89,0
Total	100,0	100,0	100,0	100,0
Cenușă (%)	33,4	9,0	40,2	75,3

Tabela 5

Intervalul de recuperare, v/0	Valoarea efectivă a recuperării, v/0	Numărul de valori în cadrul intervalului	Procedeul	Varianta procedeului	Simbol (după Heidenreich)
51,00—51,50	51,00	2	Paul şi Kühn		$P + K$
	51,06		Form. dens. + cenuşă	—	$W/a/d_1 - d_2$
51,51—52,00	51,56	5	Grumbrecht	Fracţ. cum. fără fracţ. 1	
	51,88		Radek IV	—	$R/d_1/a - d_2$
	51,91		Grumbrecht	Fracţ. elem.	Gr/r
	52,00		Grumbrecht	Fracţ. cumulate	Gr/K
	52,00		Belugou	—	*Bel.*
52,01—52,50	52,18	4	Grumbrecht	Fracţ. cumul. + cenuşă	$Gr/K + 2a$
	52,19		Biederman	Fracţ. elem. 1 şi 2 unite	$B/r - 1$
	52,21		Biederman	Fracţ. elem.	B/r
	52,26		Grumbrecht	Fracţ. cumul. fără fracţ. + + cenuşă	$Gr/K - 1 + 2a$
52,51—53,00	52,86	1	Radek II	—	$R/a/d_1 - d_2$
53,01—53,50	53,02	1	Cerchar	—	*Cerch.*
53,51—54,00	—	—	—	—	—
	54,20	—	Form. densimetrică	—	$W/d_1 - d_2$
54,01—54,50	54,44		Grumbrecht	Fracţ. elem. 1 şi 2 unite	$Gr/r - 1$
51 —54,50	3,44	15			

Tabela 6

Intervalul de recuperare, v/o	Valoarea efectivă a recuperării, v/o	Numărul de valori în cadrul intervalului	Procedeul	Varianta procedeului	Simbolul (după Heidenreich)
69,01—69,50	69,02	1	Grumbrecht	Fracţ. elem. 1 şi 2 unite.	$Gr/r-1$
69,51—70,00	—	—	—	—	—
70,01—70,50	70,01	2	Biederman	Fract. dens 1 şi 2 unite	$B/r-1$
	70,03		Biederman	Fracţ. element.	B/r
70,51—71,00	70,74	1	Grumbrecht	Fracţ. comul. fără 1	$Gr/k-1$
71,00—71,50	71,44	1	Radek II	—	$R/a/d_1-d_2$
71,51—72,00	71,79	5	Cerchar	—	*Cerch.*
	71,96		Belugou	—	*Bel.*
	72,00		Paul şi Kühn	—	$P + K$
	72,00		Grumbrecht	Fracţ. elem.	Gr/r
	72,00		Grumbrecht	Fracţ. cumul.	Gr/K
72,01—72,51	72,17	3	Grumbrecht	Fracţ. cumul. fără 1+ cenuşă	$Gr/K-1 + 2a$
	72,18		Grumbrecht	Fracţ. cumul. + cenuşă	$Gr/K+2a$
	72,42		Radek IV	—	$R/d_1/a-d_2$
72,51—73,00	—	—	—	—	—
73,00—73,50	73,50	1	Form. dens. + cenuşă	—	$W/a/d_1-d_2$
73,51 —75,50	75,04	1	Form. densim.	—	W/d_1-d_2
69,01—75,50	6,03	15			

Pentru această situaţie :

$$\overline{x} = \frac{X_i}{n} = \frac{1\,075,82}{15} = 71,72 \text{ şi } N = 14$$

$$\sum \varepsilon^2 = \sum (\overline{x} - X_i)^2 = 28,3908$$

Ecartul tip este: $s = \sqrt{\frac{28,3908}{14}} = 1,014$, iar ecartul tip rezultat din media celor 15 valori: $s_m = \frac{1,014}{15} = 0,262$.

Pentru 95% probabilitate există deci şanse ca valoarea adevărată să fie cuprinsă în intervalul 71,16 — 72,28 *v*/0.

Concluzia rezultată din datele prezentate în tabelele 5 şi 6 este că pentru recuperarea în cărbune spălat circa 10 rezultate se află în zona de probabilitate de 95%, iar pentru recuperarea industrială, circa 9 rezultate se află în zona de probabilitate de 95%. În ambele cazuri, procedeul de compensare Grumbrecht se află în zona de probabilitate de 95% pentru cazul folosirii analizei densimetrice complete. Dintre procedeele care folosesc analiza densimetrică elementară, formulele Radek se situează la limitele zonei de probabilitate.

O concluzie generală care se desprinde în urma examinării diferitelor procedee de calcul al recuperării este că procedeele care folosesc datele de analiză brute pot genera abateri destul de importante de la valoarea medie efectivă pe cînd procedeele de calcul care folosesc principiul compensării dau valori care se încadrează într-o zonă destul de strînsă, avantajul compensării fiind acela că permite eliminarea în mare măsură a efectelor negative datorite fracţiunilor densimetrice medii (mixte teoretice).

O altă concluzie este că în cazul sortării în două produse, formula de cenuşă dă valoarea cea mai redusă pentru banda de recuperări determinate şi că în consecinţă folosirea ei în mod curent la uzinele de preparare nu conduce la rezultatul cel mai apropiat de adevăr.

De altfel şi alte procedee care folosesc cenuşa, cum ar fi, de exemplu, formulele Radek, dau valori care se situează la periferia zonelor de probabilitate.

B. Indici tehnologici de selectivitate

Adoptarea unor indici unici şi eficienţi pentru caracterizarea rezultatelor preparării a întîmpinat greutăţi apreciabile, datorită fie diversităţii indicilor propuşi, fie faptului că nici unul dintre ei nu reuşeşte să exprime sigur, din toate punctele de vedere, rezultatele unei operaţii de sortare. De aici, şi numeroşii indici propuşi, precum şi diferitele discuţii în legătură cu utilitatea şi eficienţa acestora.

Această problemă este de un oarecare timp în atenţia Comitetului tehnic pentru combustibili solizi din cadrul ISO, în activitatea căruia există o preocupare majoră pentru compararea diferiţilor indici de selectivitate, în vederea standardizării lor.

Unul dintre factorii principali care au contribuit la diversitatea indicilor de caracterizare a eficienţei şi selectivităţii preparării a constat în faptul că însăşi situaţiile în care se folosesc aceşti indici sînt diferite. Spre exemplu, aprecierea eficienţei preparării se poate face pentru un aparat de sortare, pentru o secţie a unei uzine de preparare sau pentru însăşi o uzină de preparare în ansamblu ; pentru fiecare din aceste cazuri, tipul, numărul sau amploarea analizelor sînt diferite.

Dacă pentru un aparat de sortare oarecare se pot efectua, de exemplu, analize densimetrice complete, asupra alimentării şi produselor rezultate de la sortare (în general două sau trei produse), în cazul unei uzine de preparare care livrează uneori pînă la 10—15 produse finite, efectuarea unor analize de asemenea amploare ar crea greutăţi multiple, datorită personalului necesar la laborator, timpului mare de execuţie a acestor analize şi chiar prin însuşi calculul recuperării pentru o sortare în 10—15 produse; pentru acest din urmă caz vor fi necesare procedee care să necesite analize de amploare redusă. Şi deoarece în tehnologia preparării cărbunilor este importantă atît determinarea eficienţei pentru o unitate singulară cît şi determinarea eficienţei tehnico-economice a unei uzine în ansamblu, dificulatatea de a găsi un indicator valabil pentru toate cazurile a apărut cu atît mai pregnantă.

În ultimul timp, printre destul de numeroşii indicatori folosiţi în industria prelucrătoare a cărbunilor din diferite ţări sau luaţi în considerare de ISO, a început să se producă o clarificare, în sensul că o parte din ei par să întrunească cele mai multe sufragii, şi anume [2] :

— densitatea de separare (considerată ca densitate de partaj sau ca densitate echivalentă) ;

— ecartul probabil şi imperfecţia ;

— randamentul organic (considerat ca randament sau ca eroare de cenuşă) ;

— rătăcirile în produse (considerate ca material corect plasat sau ca rătăciri).

Fiecare dintre aceşti indicatori oferă anumite avantaje şi dezavantaje, astfel încît folosirea unuia sau a altuia s-ar putea face în funcţie de scopul urmărit de control (un singur aparat, o secţie, o uzină de preparare, calitate, economicitate etc.).

1. Densitatea de separare este una din noţiunile de bază în tehnologia preparării cărbunilor. Ea poate fi exprimată atît ca densitate echivalentă (densitatea la care volumele rătăcirilor din produse, raportate la alimentare, sînt egale), cît şi ca densitate de partaj (densitatea fracţiunii infinit mici a alimentării, care s-a repartizat în părţi egale în produse) ; densitatea echivalentă nu poate oferi singură un criteriu

de comparație, întrucît ea nu dă informații decît asupra volumului rătăcirilor raportate la alimentare, fără a da indicații suplimentare, cum ar fi, spre exemplu, puritatea produselor preparării. Densitatea de partaj dă indicații mai precise asupra zonei în care s-a efectuat separarea. Sub ambele forme însă, densitatea de separare este exprimată prin cifre singulare, fără a fi legată de anumiți parametri inițiali, cum ar fi, de exemplu, densitatea nominală la care ar trebui efectuată separarea, densitate rezultată din diagrama de lavabilitate a materialului ce urmează a fi preparat.

Pentru o mai bună privire de ansamblu asupra condițiilor în care s-a efectuat separarea densitatea efectivă ar trebui legată de densitatea nominală de separare, fie sub o formă procentuală, indicînd depășirile, fie sub formă de diferență, exprimînd abaterile pozitive sau negative. Pentru diferitele sorturi de cărbune, cît și pentru diferitele tipuri de aparate de sortare s-ar putea stabili intervale de variație, în limita cărora calitatea să poată fi respectată, bineînțeles cu un anumit joc de valori, datorită condițiilor în care se efectuează sortarea pe cale industrială. În acest domeniu, la ICEMIN sînt în curs o serie de studii.

2. Ecartul probabil, rezultat din curba de dispersie a sortării [4] nu poate furniza singur o apreciere completă asupra rezultatului preparării, deoarece valoarea ecartului dă indicații asupra alurii curbei de dispersie, fără a da indicații asupra poziției ei. Spre exemplu la o sortare efectuată la densitatea efectivă 1,5, poate rezulta din curba de dispersie un ecart de 0,100. Dacă însă condițiile dinamice din aparat au fost astfel încît separarea s-a efectuat la densitatea 1,55, curba de dispersie își poate menține alura și ecartul rezultat să fie tot 0,100.

Utilitatea ecartului probabil începe să se manifeste în momentul în care el este legat de celălalt parametru principal al sortării: densitatea de separare. Legarea ecartului probabil de densitatea de separare (sub forma densității de partaj) a generat un alt indicator: imperfecția.

Imperfecția are avantajul de a putea fi folosită în două scopuri principale:

— aprecierea și compararea rezultatelor diferitelor aparate în funcțiune;

— prevederea rezultatelor preparării pentru diferite tipuri de aparate, care urmează să trateze cărbuni cu caracteristici cunoscute, însă diferite față de cele ale materialului tratat de aparatele respective la un moment dat.

Asupra proprietăților imperfecției au fost întocmite multe lucrări, de către diferiți tehnologi. Printre aceștia, J. Hebden [5] oferă o privire de ansamblu remarcabilă asupra utilității diferitelor întrebuințări ale imperfecției în tehnologia de preparare a cărbunilor.

Dezavantajul imperfecției însă constă în faptul că, fiind exprimată în funcție de doi parametri variabili: ecartul probabil și densitatea de partaj, variația ei este în funcție de variația acestor doi parametri. Valoarea ei poate fi modificată fie prin variația unui singur parametru, fie prin variația amîndorura. O imperfecție de 0,100 poate rezulta la o separare efectuată la densitatea 1,4, cu un ecart probabil de 0,04, aceeași valoare a imperfecției poate rezulta însă și pentru o separare efectuată la densitatea 1,5, cu un ecart probabil de 0,05, și din această situație rezultă concluzia că aceeași cifră a imperfecției poate exprima condiții de lucru diferite, datorită mai ales faptului că ecartul probabil își poate menține valoarea, în timp ce curba de dispersie își modifică poziția.

Deci cifra imperfecției are nevoie să fie însoțită totdeauna de informații suplimentare în legătură cu densitatea de separare și cu ecartul probabil. În aceste condiții, imperfecția poate furniza informații suficiente asupra funcționării unui aparat de sortare.

3. Randamentul organic este un criteriu care se poate stabili în baza unui calcul suficient de rapid și permite obținerea unor informații corespunzătoare atît în ceea ce privește cantitatea cît și calitatea produselor rezultate, după modul în care este exprimat: ca randament (raport între recuperări pentru o aceeași cenușă) sau ca eroare de cenușă (diferență de cenușă pentru o aceeași recuperare).

Dezavantajul lui principal este că, bazîndu-se numai pe date de cenușă, nu poate da informații asupra modului cum s-a efectuat repartiția diferitelor fracțiuni densimetrice ale alimentării în produsele sortării; acest lucru se datorește în parte și faptului că însăși cenușa diferă pentru aceeași fracțiune densimetrică în funcție de produsul în care este considerată cenușa respectivă: observații efectuate asupra a numeroase rezultate de sortare arată că cenușa fracțiunii densimetrice ușoare este mai mică cu circa 6% decît cenușa aceleiași fracțiuni din alimentare, în timp ce cenușa fracțiunii densimetrice grele este mai mare cu circa 10% decît cenușa fracțiunii respective din alimentare.

Un alt dezavantaj îl constituie faptul că în calculul randamentului organic intervine recuperarea practică determinată printr-un procedeu oarecare din cele amintite anterior. Datorită faptului că nici unul din procedee nu dă valoarea reală, ci o valoare mai mult sau mai puțin exactă, în funcție de precizia procedeului, recuperarea teoretică care intervine ca al doilea factor la calculul randamentului organic nu mai poate fi extrasă din curba de lavabilitate a alimentării, rezultată din analiza acesteia ,ci din curba de lavabilitate a alimentării rezultată prin recompunere în funcție de recuperările practice obținute și de analizele produselor. Dacă acest lucru poate fi posibil în cazul controlului efectuat asupra unui aparat sau secții de sortare cu un număr redus de produse (2 sau 3), el devine practic nerealizabil în cazul unei uzine de preparare, care furnizează un număr mare de produse finite.

De aceea randamentul organic oferă o precizie suficientă în cazul în care este folosit pentru controlul aparatelor sau secțiilor de sortare cu număr uzual de produse. În cazul aplicării lui la controlul unei uzine, cu folosirea recuperării teoretice rezultată din curba de lavabilitate a alimentării, curbă determinată din analiza acesteia, se pot ivi erori de cîteva puncte în plus sau în minus.

4. Rătăcirile în produse constituie un criteriu mai ușor de obținut și manipulat. Ele pot fi exprimate ca material corect plasat sau rătăciri simple.

Ca material corect plasat, ele furnizează numai informații generale. Spre exemplu: 96% material corect plasat indică faptul că 4% din material s-a repartizat incorect, fără a specifica și ponderea repartiției pe fracțiuni sau produsul în care s-au repartizat fracțiunile rătăcite. Cifra de 4% nu indică dacă produsul greu este curat și numai produsul ușor a fost impurificat, sau dacă au existat numai pierderi de cărbune curat în produsul greu, produsul ușor fiind obținut la calitatea dorită, sau, în fine, dacă repartiția rătăcirilor a fost în dublu sens, atît în produsul ușor, cît și în produsul greu al sortării.

Ca rătăciri simple, cifrele informează direct despre volumul și modul de repartiție a rătăcirilor în toate produsele sortării. Dacă pentru diferite sorturi de cărbune se fixează anumite valori-limită, pentru rătăcirile din fiecare produs, atunci analiza densimetrică a produselor, efectuată numai la nivel elementar (la densitățile de bază ale separării), furnizează indicații imediate asupra modului în care s-a efectuat separarea și asupra direcției în care trebuie acționat pentru remedierea eventualelor deficiențe survenite.

Rătăcirile simple au avanatajul că pot fi folosite, atît la controlul funcționării unui aparat sau secții de sortare cu un număr redus de produse finite, cît și la controlul unei uzine de preparare, chiar cu produse numeroase, deoarece volumul analizelor este limitat numai la două densități: cea de separare a produsului ușor și cea de separare a produsului greu.

Mai mult decît atît, aceste date ale analizelor elementare, efectuate asupra produselor finite, rezultate la o uzină de preparare, pot fi cuplate cu cantitățile de materiale, care oricum sînt determinate de uzina respectivă (tonajul alimentării, cantitățile de produse livrate, cantitățile de deșeuri evacuate sub diferite forme). Din această legătură, rătăcirile simple pot rezulta ca extracții (randamente densimetrice) sub forma :-

$$E = \frac{p \times f_p}{Q_v \times f_a} 100\ \%,$$

unde notațiile sînt următoarele :

$E\ (E_c, E_m, E_b)$ reprezintă extracția în fracțiune densimetrică ușoară, medie sau grea, %;
Q_p — cantitatea de produs finit, tone;
Q_a — cantitatea alimentării, tone;
$f_p\ (f_{pc}, f_{pm}, f_{pb})$ — volumul fracțiunii densimetrice respective (ușoară, medie sau grea) în produsul finit, %;
$f_a\ (f_a, f_{am}, f_{ab})$ — volumul fracțiunii densimetrice respective (ușoară, medie sau grea) în alimentare, %.

Datele obținute sub formă de extracții indică imediat modul în care se efectuează separarea diferitelor fracțiuni densimetrice, precum și direcția în care trebuie acționat în cazul eventualelor deficiențe constatate. Extracțiile, de asemenea, pot servi și ca date de bază importante pentru determinarea economicității preparării în uzina respectivă.

Ca urmare a analizei de ansamblu efectuate asupra diferiților indicatori ai selectivității proceselor de preparare, se pot fromula unele propuneri privind folosirea lor în cazurile principale întîlnite în tehnologia preparării cărbunilor, și anume :

a. În cazul controlului selectivității și eficienței unui aparat de sortare sau al unei secții de sortare cu un număr redus de produse finite — caz în care se pot efectua analize densimetrice complete la toate produsele finite și la alimentare — cei mai potriviți indicatori ar fi :

— impefecția (cu menționarea în supliment a ecartului probabil și a densității de partaj);
— rătăcirile simple.

b. În cazul controlului selectivității și eficienței unei uzine de prepapare cu produse finite numeroase, caz în care nu se pot efectua decît analize densimetrice elementare (la densitățile de bază : cărbune curat intermediar și mixte-șist) și determinarea tonajelor alimentării și al produselor finite, indicatorii convenabili sînt :

— extracțiile (derivate din rătăcirile simple cuplate cu cantitățile)
— randamentul organic (informativ, din cauza imposibilității practice a recompunerii alimentării).

C. Aplicarea practică a criteriului extracțiilor

Pentru a studia modul în care extracțiile oferă indicații asupra separării în uzină, s-au efectuat două prime verificări la Uzina de preparare Lupeni în lunile august și octombrie 1963.

În fiecare din cele două luni, din probele colectate normal, zilnic, de personalul uzinei, pentru fiecare produs finit (valorificabil sau deşeu) cît şi pentru alimentare, au fost puse deoparte probe mici, constituindu-se astfel o probă lunară pentru fiecare sort. Probele globale au fost reduse şi asupra fiecăreia din ele s-a efectuat o analiză densimetrică elementară, la densităţile 1,4 şi 1,9, densităţile de bază ale uzinei Lupeni. Analizele respective au fost cuplate cu tonajele determinate lunar de uzină. Rezultatele, grupate pe trei sortimente cărbune spălat, mixte şi şist, sînt prezentate în tabela 7.

Tabela 7

Fracţiuni densimetrice principale	−1,4		1,4−1,9		+1,9	
Specificaţie	aug.	oct.	aug.	oct.	aug.	oct.
Cărbune spălat	78,91	78,59	39,98	37,10	4,38	4,12
Mixte	19,54	20,00	47,30	49,70	33,01	28,20
Şist	1,55	1,41	12,72	13,20	62,61	67,68
Alimentare	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Examinarea datelor respective a arătat că:

— în mixte se regăseşte circa 20% din totalul fracţiunii densimetrice uşoare existentă în cărbunele brut supus preparării;

— în mixte se regăseşte circa 30% din totalul fracţiunii densimetrice grele existente în cărbunele brut supus preparării; această fracţiune are o cenuşă medie de 73—75%, deci puterea ei calorică este foarte redusă şi ea reprezintă un balast nedorit în mixte, cu urmări economice negative asupra utilizării energetice a acestora;

— în şist se regăseşte circa 13% din totalul fracţiunii densimetrice medii existente în cărbunele brut supus preparării. Aceasta reprezintă o pierdere de cărbune energetic şi care măreşte aspectul negativ al economicităţii valorificării energetice a unei părţi din cărbunele brut.

Aceste aspecte dau indicaţii concludente asupra factorului care trebuie îmbunătăţit în funcţionarea uzinei, şi anume: treapta a 2-a de spălare, unde se recuperează aceea parte din cărbunele curat care a scăpat din treapta 1 şi unde se efectuează separarea mixte/şist.

Ca urmare a acestui mod de a privi lucrurile, indicatorii care ar putea fi folosiţi cu cele mai bune rezultate la aprecierea funcţionării unei uzine ar fi:

— extracţia fracţiunii densimetrice uşoare în cărbunele spălat, %;

— extracţia fracţiunii densimetrice medii în şist, %;

— extracţia fracţiunii densimetrice grele în mixte, %.

Aceşti indicatori pot da informaţii suficiente asupra mersului instalaţiilor, asupra dereglărilor, asupra oportunităţii menţinerii sau înlocuirii unor instalaţii, asupra economicităţii operaţiilor respective de preparare.

Unul din avantajele acestui grup de indicatori este că ei pot furniza informaţii nu numai asupra condiţiilor în care este obţinut produsul principal, ci şi asupra condiţiilor în care sînt obţinute şi produsele secundare (spre exemplu cărbune spălat normal, mixte energetice etc.).

Concluzii

Liniile generale de viitor, care au rezultat în urma examinării diferitelor procedee de determinare a recuperării, precum şi a diferiţilor indici de apreciere ai selectivităţii şi eficienţei proceselor de preparare, se pot concretiza astfel:

— aplicarea procedeelor bazate pe compensare la calculul recuperărilor (în special procedeul Grumbrecht);

— folosirea indicatorului ,,imperfecţie'' (în corelaţie cu ecartul probabil şi densitatea de partaj), precum şi a indicatorului, ,,rătăciri simple'' la controlul aparatelor sau secţiilor de preparare cu produse puţine;

— folosirea indicatorului ,,extracţii'' (derivat din ,,rătăciri simple''), precum şi informativ a randamentului organic la controlul uzinelor de preparare;

— studiul posibilităţilor de legătură între densitatea de separare şi densitatea nominală de separare (teoretică).

BIBLIOGRAFIE

[1] Heidenreich, H. *Comparaţie între diferitele feluri de calcul pentru recuperarea cărbunelui.* Bergbau Arhiv, **vol. 2**, nr. 22, 1961.
[2] *Document ISO/TC* — 27/SCI (Secretariat 19) 43.
[3] *Document ISO/TC* — 27/SCI (Secretariat 45) 105.
[4] Terra, M. *Rolul curbei anamorfozate şi al ecartului probabil la controlul spălătoriilor.* Revue de l'Industrie Minerale, nr. 626, iunie 1955.
[5] Hebden, I. *Calcule la instalaţiile de preparare a cărbunilor.* Colliery Engineering, nr. 11, 1958.

2066/Bàc6/65.
Lefordítva

Pregătirea minereurilor şi concentratelor de fier de granulaţie fină pentru furnale

Ing. *A. STOIAN* şi
ing. *I. IACOBAN*

Necesităţile mereu crescînde ale metalurgiei, tendinţa generală de utilizare a unor concentrate cît mai bogate în fier pentru obţinerea de indici superiori de furnalizare, cît şi intensificarea exploatării minereurilor de fier sărace şi fin concrescute, au pus problema găsirii unei metode de valorificare a concentratelor fine de fier.

Cele mai vechi metode utilizate au fost aglomerarea şi brichetarea, iar metode mai recente sînt peletizarea şi extruziunea cu vid.

Un parametru de bază pentru aglomerare este viteza de aglomerare care scade foarte mult cu creşterea fineţei concentratului. Rezistenţa la gaze a stratului creşte de asemenea cu creşterea fineţei concentratelor mărind consumul de energie al exhaustoarelor, iar pierderile de material, prin antrenare în curentul de gaze, cresc şi ele.

Pentru toate aceste motive, care duc la micşorarea productivităţii benzilor de aglomerare şi la creşterea preţului de cost, specialiştii din diferite ţări se orientează, fie pentru adaptarea aglomerării clasice la condiţiile de lucru cu concentrate fine, fie în sensul înlocuirii aglomerării cu peletizarea, care se impune tot mai mult pe an ce trece.

În ce priveşte brichetarea, aceasta are o utilizare foarte restrînsă limitîndu-se la cazuri speciale, asupra cărora nu vom insista, în primul rînd datorită productivităţii foarte reduse şi costului ridicat. În ICEMIN s-au efectut unele încercări de brichetare a claselor fine din concentrate de mangan de la Vatra Dornei. S-au determinat parametrii de lucru şi s-au obţinut brichete cu caracteristici în limitele indicate de literatura de specialitate [1].

Înainte de a trece la o prezentare mai largă a peletizării vom aminti metoda extruziunii cu vid, experimentată pentru minereurile de la Northampton (Anglia). Această metodă este înrudită cu brichetarea şi constă din presarea cu ajutorul unui şnec a minereului din care în prealabil s-a îndepărtat aerul cu ajutorul vidului.

Metoda peletizării sau aglomerării la rece constă din rularea materialului pulverulent cu adaos de apă, rezultînd agregate cvasisferice, peletele.

Domeniul optim de granulaţie pentru peletizare este de 50—80% clasă —0,06 mm, dimensiunea superioară fiind în general de 0,5—1 mm şi în cazuri speciale 3—8 mm [1], [8]. Peletele, pentru a fi utilizate în furnal, trebuie să aibă o rezistenţă suficientă, care se poate obţine prin arderea peletelor crude.

Avantajele peletelor faţă de aglomerat sînt:

— porozitate mai mare;

— fierul din şarjă prezent sub formă de hematită uşor reductibilă.

Importanţa peletizării rezultă şi din faptul că există ţări în care peletizarea s-a generalizat (Suedia) sau care şi-au rezolvat în acest fel problema valorificării unor concentrate foarte fine (taconite — Mesaby — S.U.A.) [8].

Din datele privind aplicarea procedeului de peletizare în U.R.S.S. rezultă că prin îmbunătăţirile aduse de introducerea peletelor în furnal, s-a realizat o creştere a productivităţii furnalului cu circa 8% şi o reducere a consumului de cocs cu 7%, faţă de funcţionarea aceluiaşi furnal cu 100% aglomerat.

Datele prezentate mai sus se referă la pelete pentru utilizare directă în furnal cu o prealabilă ardere a lor, granulaţia fiind cuprinsă în limitele 10—15 mm în U.R.S.S., 20—25 mm în S.U.A. şi pînă la 30—35 mm în Suedia, în directă dependenţă de utilajele alese pentru arderea peletelor [8]. Astfel, în cazul utilizării benzilor de ardere, dimensiunea optimă a peletelor este de 10—15 mm, iar în cazul cuptoarelor cu cuvă — diametrul peletelor este necesar să fie peste 20—25 mm.

În ultimii ani o extindere deosebită a luat metoda de micropeletizare, adică de formare a unor pelete de diametru mic (—5; —6 mm) urmată de aglomerarea lor pe bandă. Literatura de specialitate indică în acest caz o îmbunătăţire apreciabilă a condiţiilor de funcţionare a benzilor de aglomerare şi o mărire a productivităţii lor cu peste 40% [9].

Pentru determinarea posibilităţilor de valorificare în condiţii superioare şi cu randamente bune a minereurilor şi concentratelor de fier de granulaţie fină necesare industriei siderurgice din ţara noastră, la ICEMIN au fost efectuate cercetări de peletizare pe concentrate obţinute din minereurile de la Teliuc, Ghelar, Lueta, Ocna de Fier, precum şi pe hematita măruntă de Krivoi Rog, rezultată din staţia de sortare de la Galaţi.

Ca aparate de formare a peletelor au fost utilizate peletizoarele taler şi peletizoarele tambur.

S-a urmărit producerea de pelete de diferite dimensiuni (10—15, 15—25, 25—40) pentru utilizare cu o prealabilă ardere ca pelete individuale pentru furnal şi pelete —5 mm, aşa numitele micropelete, pentru aglomerare pe bandă.

S-au experimentat de asemenea influența diferitelor adaosuri asupra caracteristicilor fizico-mecanice ale peletelor, urmărindu-se totodată și producerea de pelete autofondante.

În prima fază de lucru peletizarea s-a făcut în flux discontinuu într-un peletizor taler cu diametrul de 500 mm. Încercările au avut ca scop stabilirea parametrilor de lucru a aparatului, (viteză, înclinare, umiditatea optimă de peletizare), influența acestora asupra caracteristicilor peletelor obținute și influența adaosurilor liante asupra caracteristicilor peletelor. Alimentarea s-a făcut cu minereu uscat și adaos treptat de apă pe măsura alimentării cu minereu.

Caracteristicile concentratelor cu care s-au executat încercările sînt redate în tabela 1.

Tabela 1

Concentrat rezultat din minereu	conținut Fe, %	indice de bazicitate, *ib*	%, – 0,06 mm	Mineral de fier
Ocna de Fier	62	0,5	70	magnetită
Krivoi Rog	53,5	0,07	70	hematită
Teliuc	50	1,0	67	magnetită

S-a stabilit că umiditatea trebuie păstrată în limite strînse; umiditatea optimă este variabilă, la fiecare concentrat în parte fiind de 8-10-12% (în cazul celor trei concentrate cu care s-a lucrat). Cu creșterea înclinării talerului crește și viteza optimă de rotație.

Acest lucru rezultă însă și din relația prof. Bazilievici [2], care arată că pentru un anumit diametru de taler, înclinarea și viteza de rotație pentru condiția optimă sînt legate printr-o relație unică:

(1)

$$\frac{\sin(\alpha - \varphi_t)}{\cos \varphi_t} = 0{,}56.\ 10^{-3} n^2 d,$$

unde:

n este viteza de rotație, rot/min;
α — înclinarea peletizorului;
φ — unghiul de taluz;
d — diametrul peletizorului.

Pentru peletizorul cu care s-a lucrat s-au stabilit viteza și înclinarea optimă respectiv de 50 m/min și 50°.

Modificarea condițiilor de lucru duce la înrăutățirea caracteristicilor peletelor: echigranulație, forma peletelor, rezistențele la strivire, cădere și la loviri repetate.

S-au încercat mai multe adaosuri, cele mai bune rezultate obținîndu-se cu var; aceasta are și avantajul îmbunătățirii bazicității concentratelor. Adaosul optim de var de 3—4% duce la creșterea rezistenței la strivire a peletelor cu 50—80%, a rezistenței la cădere cu 50—150 și a rezistenței la lovire cu 40—200%.

Caracteristicile peletelor crude și arse sînt satisfăcătoare și comparabile cu cele indicate în literatura de specialitate. În continuare s-au efectuat încercări de peletizare în flux continuu atît în peletizor cu taler cu diametrul de 1 000 și 1 500 mm cît și în peletizor tambur cu diametrul de 600 × 1 700 mm.

Încercările s-au făcut cu două concentrate și anume concentrat de Teliuc și un concentrat cu 60% Fe și indice de bazicitate 0,16 măcinat la 60% — 0,06 mm obținut prin prăjire magnetizantă, măcinarea și separarea magnetică a măruntei de Krivoi Rog.

Caracteristicile de rezistență ale peletelor s-au referit la o peletă etalon de 16 mm (5/8″).

Influența umidității șarjei asupra caracteristicilor de rezistență a peletelor este redată în tabela 2.

În afara limitelor din tabelă, fie că rămîne praf nepeletizat (datorită umidității insuficiente), fie că se formează o pastă umedă în scurt timp peletizarea se întrerupe. S-a stabilit drept umiditate optimă 12% pentru concentratul Teliuc și 10% pentru concentratul Krivoi Rog.

În continuare s-a studiat influența vitezei de rulare la umiditatea optimă stabilită prin încercări.

Rezultatele obținute sînt redate în tabela 3.

Pentru peletizorul tip taler viteza optimă de rulare a fost stabilită la 41 m/min. Cu creșterea vitezei de rulare scade dimensiunea peletelor. Pentru peletizorul tambur viteza optimă este de 56 m/min, însă la toate vitezele se obțin pele de dimensiuni neuniforme.

Încercările pentru studierea influenței înclinării peletizorului au dus la rezultatele prezentate în tabela 4.

Încercările s-au efectut în limitele 40—65° pentru peletizorul taler și 1—7° pentru peletizorul tambur. Pentru peletizorul taler înclinarea optimă este de 45—50°, iar pentru peletizorul tambur 3°.

Tabela 2

1. Concentratul	Teliuc				Krivoi Rog				
2. Umiditate, %	11	11,5	12	13	9	9,5	10	10,5	11
3. Rezistența la strivire, kg	1,5	2,1	2,1	1,9	3,4	3,8	3,8	3,6	3,4
4. Rezistența la cădere, cm	100	105	105	90	70	70	90	85	80
5. Rezistența la lovire (căderi de la 10 cm)	13	20	28	18	50	61	62	53	53

Tabela 3

1. Concentratul	Teliuc				Krivoi Rog				Teliuc				Krivoi Rog			
2. Tip peletizor	3. Taler								4. Tambur							
5. Viteza de rulare, m/min	28	41	57	66	28	41	57	66	38	47	56	66	38	47	56	66
6. Rezistența la strivire, kg	1,8	2,1	1,9	1,6	3,5	3,8	3,7	3,5	1,7	1,8	2,0	1,9	2,8	3,0	3,2	3,0
7. Rezistența la cădere, cm	100	105	100	100	90	90	90	88	100	102	104	100	85	90	94	90
8 Rezistența la lovire (căderi de la 10 cm)	18	28	18	17	45	62	38	35	13	18	22	17	30	35	53	39

X

Încercările pentru determinarea productivității de peletizare s-au făcut în condițiile de lucru stabilite ca optime și expuse mai înainte.

Pentru stabilirea influenței diametrului peletizorului asupra productivității de peletizare s-au făcut încercări comparative de peletizare în două peletizoare taler cu diametre de 1 și 1,5 m.

Influența adaosurilor liante

Lianții s-au adăugat în toba de amestecare după amestecarea minereului cu apă.

Drept lianți s-au experimentat argila și varul. Cantitățile optime de adaos au fost : var 4%, argilă 3%. Adaosurile liante au influențat favorabil caracteristicile de rezistență ale peletelor după cum se vede din tabela 5.

Tabela 4

1. Concentratul	Teliuc							
2. Tip peletizor	3. Taler				4. Tambur			
5. Înclinare ax peletizor, grade	40	45	50	55	1	2	3	4
6. Rezistența la strivire, kg	1,7	2,1	2,0	2,0	1,8	1,8	2,0	1,8
7. Rezistența la cădere, cm	90	105	105	100	90	100	105	100
8. Rezistența la lovire (căderi de la 10 cm)	17	28	19	20	13	20	22	20

X

Încercările efectuate au dus la următoarele concluzii :

a. *Peletizoarele taler*

— Caracteristici optime ale peletelor se obțin la 7 t/24 h, pentru peletizorul cu diametrul de 1,5 m și la 5 t/m²/24 h, pentru peletizorul cu diametrul de 1,0 m. Aceste date arată că la încercări semiindustriale în peletizoare mai mari este probabil că vor putea fi obținute productivități specifice mai mari.

— Cu creșterea debitului de alimentare scad dimensiunile peletelor. Astfel, pentru peletizorul cu diametrul de 1 m, la debite corespunzînd unei productivități specifice de 6—6,5 t/m²/24 h, se obțin micropelete cu dimensiuni de — 5 mm.

— O ușoară creștere a productivității și o accentuată îmbunătățire a caracteristicilor peletelor se obține prin alimentarea peletizorului cu material umezit pînă la o umiditate apropiată de cea optimă de peletizare și completare a restului de umiditate (circa 2—3% pulverizînd apa în timpul rulării peletelor).

Această concluzie este valabilă pentru ambele tipuri de peletizoare.

b. *Peletizorul tambur*

— Productivitatea optimă este de 5,5—6 t/24 h.

— Se obțin pelete neomogene ca dimensiune în limite largi (5—30 mm) însă 50% din pelete au dimensiuni de 12—20 mm. Circa 20% din pelete au dimensiuni mai mici de 5 mm.

Tabela 5

Concentratul	Teliuc			Krivoi Rog		
Liant		var	argilă		var	argilă
Liant, %		40	3		4	3
Rezistența la strivire, kg	2,1	3,6	3,1	3,8	6,1	5,3
Rezistența la cădere, cm.	105	123	108	91	113	98
Rezistența la lovire (căderi de la 10 cm)	28	51	40	62	140	92

Față de datele obținute a rezultat avantajul utilizării ca adaos liant al varului, care îmbunătățește și bazicitatea concentratului.

În baza încercărilor efectuate au fost trase concluzii și asupra tipului de peletizor care trebuie preferat.

În privința omogenității peletelor ca dimensiune, avantajul este net în fovoarea peletizorului taler la care peletele obținute prezintă o mare omogenitate granulomertică.

La peletizorul tambur limitele sînt largi (5—30 mm), iar circa 20—25% din pelete au chiar dimensiuni mai mici de 5 mm, trebuind să fie reciclate, fapt care complică instalația și reduce productivitatea specifică utilă.

Tot în favoarea peletizorului taler pledează un gabarit specific mai mic ca și posibilitatea de reglare ușoară în limite strînse a dimensiunilor peletelor.

X

Tabela 6

1, Nr. crt.	2, Concentratul		Teliuc		Krivoi Rog	
	3. Tip peletizor		4. taler	5. tambur	4. taler	5. tambur
1	6. Umiditate, %		12		10	
2	7. Înclinare, grade		45–50	3	45–50	3
3	8 Viteza rulare, m/min		41	56	41	56
4	9. Productivitate specifică	t/m²/24 h	5– 7		5–7	
		t/24 h		5,5–6		5,5–6
5	10. Granulometrie pelete, limite, ∅, mm		14–20	5–30	14–20	5–30
6	11. Pelete 12–20 mm, %		100	50	100	50
7	12. Pelete – 5 mm, %		0	20–25	0	20–25
8	13. Rezistenţa la strivire, kg/pelete	14. fără liant	2,1	2,0	3,8	3,2
		15. cu var 4%	3,6	3,5	6,1	5,4
9	16. Rezistenţa la strivire, kg/cm²	14. fără liant	1,0	1,0	1,9	1,6
		15. cu var 4%	1,8	1,7	3,0	2,7
10	17. Rezistenţa la cădere, cm	14. fără liant	105	105	90	92
		15. cu var 4%	123	120	113	110
11	18. Rezistenţa la lovire (căderi de la 10 cm)	14. fără liant	28	22	62	53
		15. cu var 4%	51	48	140	120

În tabela 6 prezentăm parametrii de lucru şi caracteristicile peletelor obţinuţi din încercările efectuate.

Încercările de ardere individuală ale peletelor s-au făcut sistematic la temperaturi în limitele 800—1 200°C şi au dus la următoarele concluzii :

1. Concentratul Teliuc

Temperaturi pînă la 900° nu duc la transformări însemnate în masa peletelor.

La temperatura de 1 000—1 100°C are loc cimentarea granulelor constituente ; peletele arse sînt foarte poroase.

La 1 150—1 175°C are loc recristalizarea magnetitei iar la o bună circulaţie de aer recristalizarea se face la hematit.

La 1 200°C peletele se înmoaie.

Rezistenţele la compresiune ale peletelor la diferite temperaturi de ardere sînt următoarele :

Temperatura, °C	800	900	1000	1100	1150	1175
kg/cm²	6	10	35	40	45	108

Din datele prezentate rezultă ca o concluzie foarte importantă intervalul redus între temperatura de ardere conducînd la rezistenţa satisfăcătoare (1 175°C) şi temperatura de înmuiere. Acest fapt necesită măsuri speciale pentru realizarea industrială.

2. Concentratul Krivoi Rog.

Observaţiile calitative la temperaturi de 800—900 şi 1 000—1 100°C sînt similare celor arătate la concentratul Teliuc.

La 1 200°C recristalizarea cristalelor de hematit este aproape completă, iar cristalele de hematit sînt intim concrescute cu constituenţii nemetalici.

Rezistenţele la compresiune obţinute sînt următoarele :

Temperatura, °C	800	900	1 000	1 100	1 200
kg/cm²	15	50	200	475	600

Încercările de aglomerare ale micropeletelor au stabilit temperatura optimă de aglomerare la 1 200°C, rezultînd un aglomerat cu porozitate şi rezistenţă satisfăcătoare.

În continuare au fost executate încercări pentru producere de pelete la diferite dimensiuni, la bazicitate naturală sau ca pelete autofondante prin adaos de calcar. Încercările au avut drept scop stabilirea concluziilor privind dimensiunea optimă de peletizare şi influenţa bazicităţii asupra caracteristicilor peletelor.

Caracteristicile concentratelor cu care s-au efectuat încercările sînt redate în tabela 7.

În condiţii similare celor expuse mai sus s-au determinat parametrii optimi de lucru. În tabela 8 prezentăm condiţiile optime de lucru stabilite pentru cele trei concentrate în parte

Tabela 7

Concentrat din minereul	Fe, %	indice de bazicitate, ib	granulație, % − 0,06 mm	Fe, % după adaos fondant	Mineral de fier
Teliuc	53	0,8	51	51	magnetită
Ghelar	59	2,0	56	59	magnetită
Lueta	52	0,14	46	38	hematită

și caracteristicile peletelor crude și arse obținute.

Încercările s-au efectuat numai în peletizor tip taler dat fiind concluziile în favoarea acestuia.

Concluziile care se desprind din analiza datelor prezentate în tabela 8 sînt următoarele :

— granulația peletelor poate fi variată prin reglarea parametrilor de lucru și în special variind viteza și înclinarea cupei peletizorului ;

— productivitatea de peletizare descrește cu creșterea mărimii peletelor fiind maximă pentru micropelete (0—5 mm) scăzînd treptat pentru pelete cu diametrul de 10—15 mm și 15—25 mm și apreciabil pentru pelete cu diametrul de 25—40 mm ;

— omogenitatea peletelor este maximă la peletele mici. Cantitatea de pelete ce se recirculează crește de la 5—6% la peletele cu diametrul de 10—15 mm la circa 20% pentru peletele cu diametrul de 15—25 mm și la circa 50% pentru peletele cu diametrul de 25—40 mm ;

— caracteristicile peletelor crude sau arse sînt mai bune la peletele cu diametrul de 10—15 mm și mai slabe la peletele cu diametrul de 15—25 mm și în special la peletele cu diametrul de 25—40 mm ;

— în ceea ce privește adaosul fondant, influența sa asupra peletelor crude crește cu cantitatea de adaos, fiind deci mai mică la

Tabela 8

Parametrii optimi de lucru și caracteristicile fizico-mecanice ale pletelor

1. Nr. crt.	2. Concentrat		Teliuc				Lueta				Ghelar			
1	3. Dimensiuni pelete, mm		5	10 15	15 25	25 40	5	10 15	15 25	25 40	5	10 15	15 25	25 40
2	4. Umiditatea, %		11,5—12				11,5				11,5			
3	5. Viteza de rotație a talerului, 50 t/min		15	13	13	13	15	13	13	13	15	13	13	13
4	6. Înclinarea cupei, grade		55	50	48	45	55	50	48	45	55	50	48	45
5	7. Productivitatea, t/m²/24 h		7	5,5	5	2	7	5,5	5	1,8	7	5	4,5	1,8
6	8. Granulometrie pelete	9. sub granulație, %	—	5	20	50	—	6	21	50	—	6	20	52
		10. granulație, %	—	89	75	45	—	89	74	45	—	89	75	46
		11. supragranulație, %	—	6	5	5	—	5	5	5	—	5	5	2
7	12. Rezistența la compresiune a paletelor, kg/cm²	13. autofondant	—	0,8	0,7	0,7	—	1,3	1,3	1,3	—	0,8	0,5	0,6
		14. fără adaos	—	0,8	0,5	0,6	—	0,8	0,9	0,6	—	—	—	—
8	15. Rezistența la cădere liberă, cm	13. autofondant	—	60	60	50	—	220	160	95	—	60	50	50
		14. fără adaos	—	55	68	50	—	200	140	75	—	—	—	—
9	16. Rezistența la lovire (căderi de la 10 cm)	13. autofondant	—	20	12	8	—	80	60	14	—	15	8	8
		14. fără adaos	—	20	12	8	—	60	52	12	—	—	—	—
10	17. Temperatura de ardere, °C	18. cu calcar	1 250				1 200				—			
		19. fără calcar	1 250				1 275				1 250			
11	17. Temperatura de ardere, °C	18. cu calcar	1 275				1 225				—			
		19. fără calcar	1 275				1 300				1 275			
12	20. Rezistența maximă, kg/cm²	18. cu calcar	—	130	119	90	—	150	130	130	—	—	—	—
		19. fără calcar	—	80	—	—	—	250	—	—	—	140	128	121

concentratul de la Teliuc și sensibilă pentru concentratul de la Lueta.

— Adaosul de calcar a contribuit la creșterea însemnată a rezistenței la compresiune a peletelor arse rezultate din concentratul de la Teliuc. Rezistența peletelor arse cu adaos de calcar, rezultate din concentratul de la Lueta, este sensibil scăzută față de peletele arse, fără adaos de calcar (în special la temperaturile mai ridicate) deoarece conținutul redus de fier, datorit adaosului de calcar, face ca legăturile de gangă, mai slabe decît cele date de recristalizarea magnetitei, să fie preponderente. Temperatura de înmuiere a peletelor cu adaos de calcar rezultate din concentratele de la Lueta este de asemenea mult scăzută față de a peletelor fără adaos, fiind determinată de temperatura de înmuiere a zgurii formată de SiO_2 din concentrat și CaO din disocierea $CaCO_3$. Se menționează faptul că reacția dintre CaO și SiO_2 se produce la temperatura de peste 1 100°C. Din acest motiv peletele arse la temperaturi sub 1 100°C se dezagregă datorită higroscopicității CaO nereacționat.

Pentru valorificarea tehnico-economică a zăcămintelor noastre de minereuri de fier, introducerea preparării mecanice, prin realizarea de instalații cu tehnologii și utilaje noi, apare ca o necesitate obiectivă. Tendința mondială de a se introduce în furnal minereuri cu un conținut cît mai ridicat de fier și mai scăzut de SiO_2 implică desfacerea avansată a elementelor utile de sterile în vederea unei mai bune concentrări a lor și în obținerea de concentrate de granulație fină.

Un prim pas în acest sens va fi făcut prin intrarea în funcțiune a instalației de preparare de la Teliuc care va prelucra minereurile din complexul minier Teliuc-Ghelar. Granulația fină a concentratelor obținute impune peletizarea lor ca micropelete pentru aglomerare sau ca pelete individuale pentru introducere în furnal după o prealabilă ardere.

Dificultățile de aglomerare directă a concentratelor fine, ca și îmbunătățirile aduse indicilor de funcționare a furnalelor prin folosirea aglomeratului de pelete sau a peletelor individuale arse (porozitate superioară, transformarea completă la hematita ușor reductibilă în furnal, omogenitatea mare a șarjei prin realizarea de pelete care au incluse toate componentele șarjei, mărirea productivității furnalului și reducerea consumului de cocs) pledează pentru introducerea peletizării concentratelor fine de minereuri de fier.

Față de rezultatele tehnologice obținute și interpretarea lor economică, autorii propun aplicarea micropeletizării ca fiind un procedeu mai simplu de introdus în practică, necesitînd investiții reduse și conducînd la valorificarea simplă a concentratelor fine pe benzile clasice de aglomerare.

BIBLIOGRAFIE

[1] Babușkin, N. I. și Samarin, N. G. *Brichtarea concentratelor de mangan fin granulate.* Stal, nr. 2, 1960, p. 97—104.

[2] Bazilievici, S. V. *Funcționarea peletizorului taler,* Stal, nr. 8, 1960.

[3] Bazanov, A. V. *Peletizarea concentratelor și a minereurilor de fier prăfoase.* Stal, nr. 4, 1958, p. 289—294.

[4] Iarho, N. A. *Peletizarea minereurilor de fier și a concentratelor.* Metallurg, nr. 8, 1958, p. 3—8.

[5] ICEMIN. *Studiile de cercetare în problema peletizării și brichetării concentratelor,* 1957—1961.

[6] Joseph, T. *Peletizarea concentratelor de minereu de fier.* Blast Furnace and Steel Plant, nr. 6, și nr. 7, 1955.

[7] Stirling, B. *Peletizarea minereurilor de fier mărunte din Northampton prin extruziune cu vid.* Traducere ICEPROM, nr. 557.

[8] Tigerschöld, M. *Aspectele peletizării concentratelor de minereuri de fier.* Journal of the Iron and Steel Institute, nr. 5, 1954.

[9] Vanci, Gh. *Probleme actuale privind valorificarea minereurilor sărace de fier. Peletizarea.* I.D.T., 1956.

Imbunătățirea calității nisipului de Aghireș pentru utilizarea în industria geamurilor

Ing. *D. BUTUCESCU,*
ing. *A. ZĂTREANU,*
ing. *D. ȚENȚULESCU,*
ing. *L. RUSU,*
chimist *A. BALCANY* și
ing. *F. BOLCHI*

Materia primă de bază folosită în industria sticlei o constituie nisipurile cuarțoase de mare puritate.

Pentru fabricarea sticlei albe nisipurile cuarțoase trebuie să conțină minimum 97—99% SiO_2, sub 0,03% F_2O_3 și maximum de 1—3 Al_2O_3 legat de feldspat și nu de argilă. În privința granulometriei nisipurilor pentru sticlă părerile sînt împărțite. În multe țări se consideră granulometrie optimă 100—500 μ, dimensiunea minimă fiind impusă pentru a se asigura lipsa mineralelor argiloase.

Zăcăminte de nisip de calitate superioară, avînd în stare naturală puritatea corespunzătoare pentru utilizarea în industria sticlei, sînt puține în lume și anume în S.U.A., Franța, Germania.

Pentru zăcămintele cu nisip pur este caracteristică asocierea cu cărbune. Stratele de cărbune acţionează ca filtru şi absorbant pentru apele de infiltraţie, impurificate, şi în acelaşi timp îmbogăţesc apele de circulaţie cu acizi humici care acţionează ca solubilizanţi ai oxizilor de fier prezenţi în nisip, contribuind astfel la purificarea lor.

Puritatea înaintată a materiei prime solicitată astăzi de industria sticlăriei, în general nu este atinsă de nisipurile în stare naturală. Astfel, majoritatea nisipurilor de sticlărie reprezintă produse industriale înnobilate foarte avansat.

Înnobilarea nisipului constă în îndepărtarea fracţiunilor superioare şi inferioare, precum şi în eliminarea impurităţilor minerale, în special a oxizilor coloranţi.

În funcţie de modul de prezentare al impurităţilor minerale care trebuie eliminate acestea se împart în trei grupuri :

1) minerale prezente sub formă de granule independente care pot fi îndepărtate prin procedee de preparare mecanică ;

2) impurităţi minerale care constituie pelicule superficiale pe grăunţii de cuarţ, îndeosebi sub formă de hidroxizi de fier şi care se pot îndepărta prin decapare sau prin tratament acid ;

3) impurităţi care apar sub formă de incluziuni în grăunţii de cuarţ şi care, neputînd fi îndepărtaţi, delimitează posibilităţile de înnobilare.

Alegerea metodelor de înnobilare şi eficacitatea lor depind de caracterul impurităţilor şi de modul de prezentare în nisip.

Din metodele de preparare mecanică aplicată în instalaţiile moderne de înnobilare a nisipului, menţionăm metoda flotaţiei. În majoritatea cazurilor, flotaţia se combină cu decaparea peliculară şi spălarea nisipului ; operaţii care intră în procesul cunoscut sub numele de flotoabraziune.

De asemenea se mai aplică industrial metoda tratamentului chimic în special în America şi Anglia. Tratamentul chimic are eficacitate numai în cazul cînd compuşii fierului se găsesc în nisip ca oxizi de fier peliculari, pe grăunţii de cuarţ. Pentru asemenea cazuri tratamentul chimic se aplică numai dacă prin prepararea mecanică nu se ajunge la puritatea necesară.

În ţara noastră se găsesc zăcăminte numeroase şi cu rezerve apreciabile de nisipuri cuarţoase.

În funcţie de caracteristicile nisipurilor din zăcămintele în exploatare, nisipurile servesc ca materie primă în :

— industria metalurgică (nisipurile de Aghireş, Văleni, Gladna, Hîghig şi Araci) ;

— industria sticlăriei (nisipurile de Miorcani şi Văleni) ;

— industria geamurilor (nisipurile de Văleni şi Făgetul Ierii).

Dintre aceste nisipuri numai cel de la Miorcani este de calitate mai superioară, posibil de utilizat la fabricarea sticlei albe, după înnobilare, prin spălare cu acid clorhidric. Celelalte nisipuri sînt de calitate inferioară şi necesită pentru înnobilare tehnologii complexe.

Calitatea nisipurilor pentru industria sticlăriei şi a genurilor este consemnată în STAS-uri şi norme, din care rezultă pentru diferite tipuri de sticlă, următoarele condiţii :

Denumirea sticlei	SiO_2,%	Fe_2O_3,%
sticlă incoloră specială	minimum 99	maximum 0,02
sticlă incoloră	minimum 98	maximum 0,1
sticlă semialbă	minimum 97	maximum 0,1
sticlă verde	minimum 97	maximum 0,5

În ultimii ani au fost efectuate cercetări tehnologice pentru îmbunătăţirea calităţii nisipurilor cuarţoase din ţara noastră. O parte din aceste cercetări, executate pînă în anul 1962 în cadrul M.I.C. referitoare la nisipurile din regiunea Ploieşti, au dus la construirea unor instalaţii industriale la Vălenii de Munte şi Crivineni. Acest nisip nu se pretează la o înnobilare prea avansată. Nisipul înnobilat mai conţine 0,1% Fe_2O_3.

Nisipul din zăcămîntul Aghireş, în stare brută, este un nisip caolinos, cu următoarea compoziţie mineralogică :

caolinit	8—15% ;
cuarţ	78—84% ;
feldspat	3— 4% ;
mică	1— 2% ;
limonit	subordonat
minerale opace : clorit, staurolit, ilmenit, aproximativ 1%.	

În instalaţiile de preparare a caolinului de la Aghireş, prin operaţiile de dezintegrare şi deşlamare a nisipului caolinos, nisipul este separat de caolin. În continuare nisipul este spălat şi desecat în clasoare mecanice. În prezent nisipul rezultat din aceste instalaţii se livrează exclusiv industriei metalurgice, pentru turnătorii.

Satisfacerea cerinţelor mereu crescînde cu nisip de calitate superioară, necesar industriei geamurilor, a impus studierea posibilităţilor de înnobilare a nisipurilor provenite din diferite zăcăminte din ţară.

Dintre nisipurile studiate mai amănunţit în ultimii ani au fost cele de la Aghireş şi Făgetul Ierii.

Problema înnobilării nisipului de Aghireş, pentru a corespunde condiţiilor de calitate cerute de industria geamurilor, a fost studiată în anul 1962 şi în prima parte a anului 1963, în fază laborator pentru stabilirea fluxurilor tehnologice care pot duce la îmbunătăţirea calităţii acestuia. În continuare s-au efectuat cercetări la scară pilot pentru verificarea fluxurilor stabilite ca optime în fază laborator.

Condiţiile de calitate impuse de industria geamurilor se referă la conţinutul în Fe_2O_3 (sub 0,1%) în Al_2O_3 (sub 1%) şi la granulometria nisipului care trebuie să fie cuprinse între 0,6 şi 0,075 mm.

Cercetările s-au efectuat pe o probă de nisip spălat, recoltată de la instalația I Aghireș.

Analiza chimică generală a nisipului indică următoarele conținuturi în elementele principale:

SiO_2	96—97% ;
Al_2O_3	1,5—1,7% ;
Fe_2O_3	0,22—0,25% ;
TiO_2	0,40—0,45% ;
Alcalii	0,45—0,50% ;
Părți levigabile	2—2,5%.

Din analiza mineralogică a probei studiate rezultă următoarele:

— alumina se găsește în nisip sub formă de minerale argiloase, care reprezintă 1%, și sub formă de feldspați, care reprezintă circa 4%;

— conținutul de fier al probei se datorește în principal oxizilor și hidroxizilor de fier (magnetit, titanomagnetit, hematit, limonit, ilmenit);

— oxizii de fier se prezintă în general sub formă de granule monominerale, libere cu dimensiuni sub 0,2 mm;

— limonitul apare asociat cu cuarțul și feldspații, sub formă peliculară și de impregnații foarte fine. De asemenea, mai apare asociat cu oxizii de fier, pe seama cărora s-a format;

— celelalte minerale purtătoare de fier (granați amfiboli) sînt cantitativ reduse.

Analiza chimico-granulometrică a nisipului indică următoarele conținuturi:

Clasa, mm	Extracția în greutate, %	Conținuturi, %	
		Fe_2O_3	Al_2O_3
>0,6	1,0	0,65	2,48
0,6—0,3	60,0	0,09	0,39
0,3—0,1	34,0	0,39	3,63
0,1—0,075	3,0	0,87	5,50
0,075—0	2,0	0,96	7,38
	100,0	0,24	1,70

Important de reținut este faptul că în fracțiunea 0,6—0,3 mm, care reprezintă 60% din nisip, conținutul în Fe_2O_3 este mai scăzut și anume 0,09%.

Probele de topire în fază industrială executate la Fabrica de geamuri Scăeni, pentru verificarea comportării la topire a amestecului cu nisip de Aghireș neînnobilat, au arătat că acest nisip se pretează la folosirea în industria geamurilor, fără dificultăți, cu condiția ca cernerea la granulația de 0,6 mm să fie riguros aplicată.

Încercările de înnobilare a nisipului de la Aghireș au urmărit, în general, următoarele scopuri:

— corectarea granulației nisipului pentru obținerea unui nisip sub 0,6 mm. Fracțiunile mai mari duc la incluziuni transparente sau mate, sub formă de noduri în banda de geam;

— eliminarea resturilor de minerale argiloase rămase în nisip;

— îndepărtarea avansată a mineralelor de fier.

Metodele folosite pentru atingerea acestor condiții au fost următoarele:

— în ceea ce privește îndeplinirea condiției de granulație, aceasta s-a realizat prin îndepărtarea fracțiunii mai mare de 0,6 mm prin cernere;

— pentru eliminarea resturilor de minerale argiloase, fracțiunea mai mică de 0,6 mm a fost supusă operației de dezargilare, prin simplă deșlamare sau prin abraziune mecanică în mediu dens (decapare), urmată de deșlamare. În acest caz s-au îndepărtat pe lîngă mineralele argiloase și o parte din oxizii de fier care se găsesc sub formă de pelicule pe suprafața cuarțului. În urma operației de decapare și deșlamare la 0,075 mm, conținutul în Fe_2O_3 al fracțiunii 0,6—0,075 mm, care reprezintă 85—90% din nisip, scade la 0,11—0,18%.

Metodele experimentate pentru îndepărtarea mai avansată a mineralelor de fier au fost următoarele:

— separarea magnetică în cîmp puternic;

— flotația impurităților de fier;

— tratamentul chimic.

1. Încercările de *separare magnetică* s-au efectuat în separatorul magnetic tip Lurgi la intensitatea cîmpului magnetic de 11 000 oë și 18 000 oë.

Rezultatele obținute sînt redate în tabela 1.

Rezultate superioare s-au obținut în cazul separării magnetice pe nisip dezargilat sau dezargilat și clasat la 0,3 mm.

O altă metodă experimentată pentru îndepărtarea impurităților din nisip a fost flotația.

2. *Procedeul flotației* la prepararea nisipurilor pentru sticlă este relativ nou. Pentru flotația

Tabela 1

Calitatea nisipului tratat		Conținutul inițial în Fe_2O_3, %	Operația	Extracția în greutate raportată la nisipul brut, %	Conținut în Fe_2O_3, %
Nisip brut		0,22—0,25	separarea magnetică la 18 000 oë	90—95	0,19—0,20
Nisip dezargilat (decapat și deșlamat)		0,11—0,19		75—80	0,05—0,09
Nisip dezargilat și clasat la 0,3 mm	fracțiunea 0,6—0,3 mm	0,07—0,09		59—62	0,05
	fracțiunea 0,3—0,075 mm	0,4—0,5		15—20	0,05—0,08

Tabela 2

Calitatea nisipului tratat	Conținutul inițial Fe_2O_3, %	Operația	Extracția în greutate raportată la nisipul brut, %	Conținut în Fe_2O_3, %
Nisip dezargilat	0,11–0,18	Flotație acid sulfuric, 1,5 kg/t; silicoflorură, 1 kg/t; alchilarilsulfonat, 1 kg/t; sulfapon, 0,2 kg/t; oleat de sodiu, 0,1 kg/t $pH = 3$.	80–85	0,08
Nisip dezargilat și clasat la 0,3 mm fracțiunea 0,3–0,075 mm	0.4–0,5		25–30	0,06
Nisip măcinat la 0,3 mm și dezargilat	0 11		79–82	0,06

mineralelor de fier se utilizează în general în instalațiile din Europa drept reactivi colectori: sulfații alcoolilor grași — alchilsulfonații de sodiu (în R.D.G. — denumiți utinal) și uleiuri de acizi sulfonici. În America se utilizează reactivi anionici-sulfonați, cunoscuți sub denumirea de seria 800.

Încercările de flotație pentru nisipul de Aghireș s-au efectuat utilizînd următorii reactivi: utinal K 346 (R.D.G.), sulfapon (R.P.U.), aeropromoter 801 și 825 (S.U.A.) și reactivi preparați din materii prime indigene — alchilaril sulfonat, săpun sulfatic, oleat de sodiu, săpun naftenic.

Reactivii amintiți au fost experimentați în amestecuri de diferite proporții. Rezultate superioare s-au obținut utilizînd amestecul de alchilarilsulfonat, sulfapon, oleat de sodiu la $pH = 3$. Ca reactivi modificatori de pH s-au folosit acid sulfuric și silicoflorură de sodiu.

Încercările s-au efectuat pe nisip dezargilat, pe nisip dezargilat și clasat la 0,3 mm și pe nisip măcinat la granulația 0,3 mm. Rezultatele obținute sînt redate în tabela 2.

Se observă, în general, că prin metoda flotației se obține o reducere a conținutului în Fe_2O_3 sub limita de 0,1%.

3. Informativ s-au efectuat experimentări de îndepărtare a mineralelor de fier prin *tratament chimic* cu acid clorhidric sau amestec de sulfat feros și acid sulfuric.

Rezultatele au indicat o reducere a conținutului de Fe_2O_3 la 0,05—0,08%, rezultate obținute de altfel și în cadrul aplicării metodelor de separare magnetică sau flotație.

În urma experimentărilor în fază de laborator, s-au desprins următoarele concluzii:

— operația de dezargilare, prin care o dată cu îndepărtarea mineralelor argiloase se înlătură și o parte importantă din oxizii de fier, este absolut necesară;

— separarea magnetică este avantajos să se efectueze pe nisipul dezargilat fără a mai fi clasat;

— pentru ca procesul flotației să decurgă în condiții normale, este necesar ca aceasta să se aplice numai pe fracțiunea mai mică de 0,3 mm;

— tratamentul chimic nu este suficient de eficace pentru a fi luat în considerație.

În baza experimentărilor în fază de laborator, au rezultat ca optime următoarele două fluxuri tehnologice:

— flux I constînd din următoarele operații: dezargilare-clasare la 0,6 și 0,3 mm — flotația fracțiunii 0,3—0,075 mm — amestecarea fracțiunii 0,6—0,3 mm și a fracțiunii 0,3—0,075 mm înnobilată;

— flux II constînd din următoarele operații, dezargilare-clasare la 0,6 mm, — separare magnetică pe nisip uscat.

Indicii obținuți în fază laborator sînt indicați în tabela 3.

Tabela 3

	Extracție în greutate, %	Conținuturi, %	
		Fe_2O_3	Al_2O_3
Flux I			
Alimentare	100	0,22–0,25	1,5–1,7
Dezargilare (decapare și deșlamare la 0,075 mm)	85–90	0,11–0,18	0,4–0,8
Clasare pe fracțiuni 0,6–0,3 mm	60–62	0,07–0,09	0,4–0,6
Clasare pe fracțiuni 0,3–0,075 mm	25–30	0,4–0,5	1,5–2,5
Flotația fracțiunii 0,3–0,075 mm	18	0,07–0,09	0,4–0,6
Nisip înnobilat amestec fracțiunea 0,6–0,3 mm și fracțiunea 0,3–0,075 mm înnobilată	78–80	0,08–0,09	0,4–0,6
Flux II			
Alimentare	100	0,22–0,25	1,5–1,7
Dezargilare (decapare și deșlamare la 0,075 mm)	85–90	0,11–0,18	0,4–0,8
Separare magnetică în cîmp puternic pe nisip uscat	83–86	0,05–0,08	0,4–0,7

În continuare, cercetările au avut drept scop verificarea la scară pilot a fluxurilor optime stabilite în fază de laborator.

Proba tehnologică studiată în fază pilot a prezentat aceleași caracteristici în ceea ce privește compoziția chimică, mineralogică și granulometrică, cu proba studiată în fază de laborator.

Fluxul I (fig. 1) — dezargilare — clasare la 0,6 și 0,3 mm — flotația fracțiunii 0,3—0,075 mm —

amestecarea fracţiunii 0,6—0,3 mm cu fracţiunea 0,3—0,075 mm înnobilată — s-a experimentat în flux continuu, diferitele operaţii realizîndu-se cu următoarele utilaje: decaparea în moară cu căptuşeală şi bile de cuarţite; deşlamarea în conclasor, clasarea la 0,6 mm (pentru îndepărtarea fracţiunii mai mare de 0,6 mm) şi la 0,3 mm pe un ciur vibrant cu două site; îngroşarea nisipului după operaţia de clasare într-un conclasor. Flotaţia s-a realizat într-o baterie de celule tip Mehanobr. Din lipsă de utilaj corespunzător a fost necesar să se utilizeze pentru decapare moara cu căptuşeala nemetalică cu o încărcătură mică de bile, care să asigure procesul de abraziune.

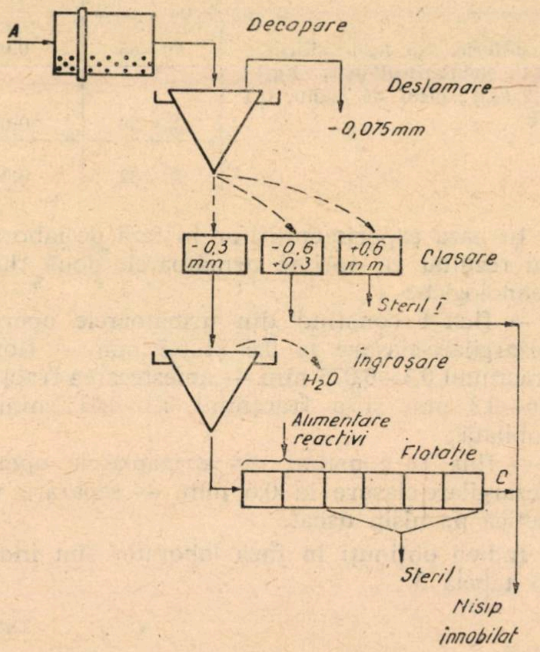


Fig. 1. Fluxul tehnologic I.

Tabela 4

Indicii tehnologici obţinuţi în fază pilot

	Extracţie în greutate, %	Conţinuturi, %	
		Fe_2O_3	Al_2O_3
Flux I			
Alimentare	100	0,24	
Dezargilare (decapare şi deşlamare)	85—90	0,11—0,18	
Clasare pe fracţiuni 0,6 mm	1—3	0,85—0,95	
Clasare pe fracţiuni 0,6—0,3 mm	55—60	0,07—0,09	
Clasare pe fracţiuni 0,3—0,075 mm	24—28	0,4—0,5	
Flotaţia clasei 0,3—0,075 mm	20	0,07—0,09	
Nisip înnobilat amestec fracţiunea 0,6—0,3 mm şi fracţiunea 0,3—0,075 mm înnobilată	75—80	0,08—0,09	0,5
Flux II′			
Alimentare	100	0,24	
Dezargilare	85—90	0,14	
Clasare la 0,6 mm (clasa < < 0,6 mm)	1— 3	0,95	
Separare magnetică în cîmp puternic pe nisip uscat	80—85	0,06—0,07	0,66

Reţeta de flotaţie folosită (pentru flotaţia fracţiunii 0,3—0,075 mm) a fost cea care în fază de laborator a dat rezultate superioare şi anume: acid sulfuric 1,5 kg/t, silicoflorură de sodiu 1 kg/t, alchilaril sulfonat de sodiu 1 kg/t, sulfapon 0,2 kg/t, oleat de sodiu 0,1 kg/t.

Indicii tehnologici obţinuţi sînt redaţi în tabela 4. Rezultatele sînt asemănătoare cu cele obţinute în fază laborator şi anume nisipul înnobilat, care reprezintă 75—80% din nisipul brut, are un conţinut de 0,08—0,09% Fe_2O_3, 0,5% Al_2O_3, 98% SiO_2.

Calculul informativ al preţului de cost a fost de 186 lei pe tona de nisip înnobilat, din care 84 lei reprezintă costul tonei de nisip brut.

Cel de-al doilea flux tehnologic propus spre experimentare în urma încercărilor de laborator se compune din operaţiile: dezargilare-clasare la 0,6 mm — uscare — separare magnetică în cîmp puternic (fig. 2).

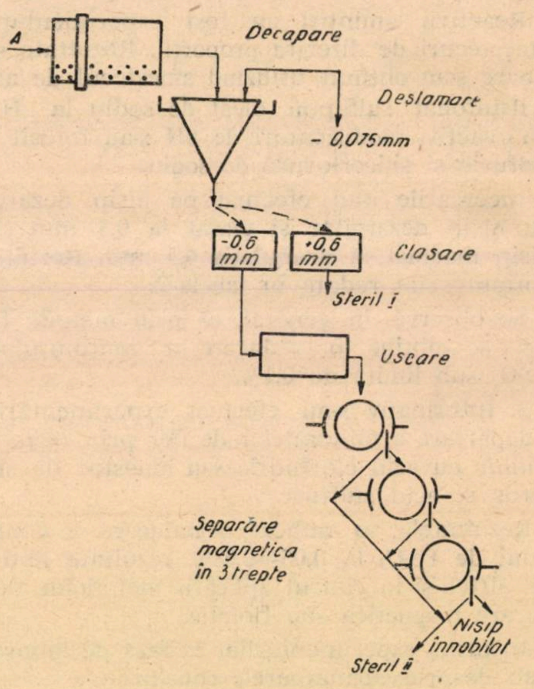


Fig. 2. Fluxul tehnologic II.

Decaparea, deşlamarea şi clasarea s-au realizat în aceleaşi utilaje ca în cazul fluxului I şi anume în moară nemetalică, conclasor şi ciur vibrant. Separarea magnetică s-a efectuat în separatorul magnetic tip Lurgi, la intensitatea cîmpului magnetic de 18 000 oë.

Nisipul înnobilat, în urma experimentărilor la scară pilot prin separare magnetică, reprezintă 80—85% din nisipul brut, şi are un conţinut de 0,06—0,07% Fe_2O_3, 0,6% Al_2O_3 şi 98% SiO_2.

Preţul de cost informativ al unei tone de nisip înnobilat, aplicînd fluxul de mai sus, este de 153 lei. Şi în acest caz s-a considerat costul tonei de nisip brut 84 lei.

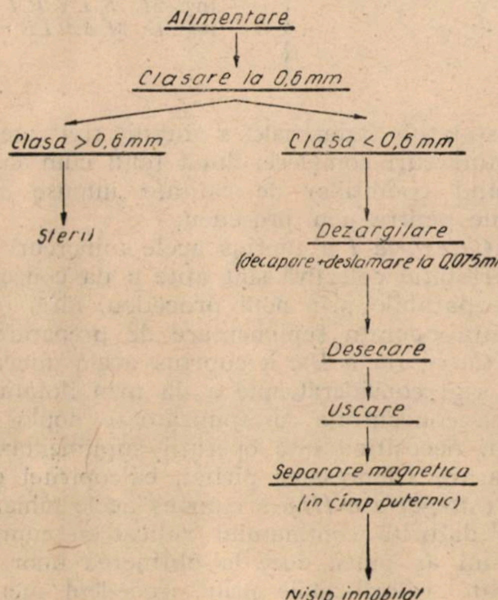


Fig. 3. Fluxul tehnologic recomandat pentru înnobilarea nisipului de Aghireş.

Rezultatele obţinute în fază pilot au confirmat cercetările efectuate în laborator în ceea ce priveşte indicii tehnologici şi ai calităţii nisipului înnobilat.

Analiza mineralogică pe probe de nisip înnobilat în fază laborator şi în fază pilot a indicat că înnobilarea este eficace în ceea ce priveşte îndepărtarea oxizilor de fier şi a mineralelor argiloase. Conţinutul în Al_2O_3 se datoreşte feldspatului care n-a fost eliminat prin metodele aplicate.

Eficacitatea înnobilării a fost verificată şi prin probe de topire de laborator, care au arătat superioritatea calităţii sticlei realizată cu nisipul înnobilat, faţă de sticla obţinută cu nisipul brut.

Aprecierile tehnico-economice efectuate pe baza rezultatelor obţinute în fază laborator şi fază pilot au dus la precizarea fluxului tehnologic de înnobilare a nisipului de Aghireş. Fluxul tehnologic de principiu propus este prezentat în figura 3. Pentru finalizarea cercetărilor în vederea proiectării instalaţiei industriale de înnobilare a nisipului de Aghireş urmează să se determine, prin experimentări la fază semiindustrială, utilajele cele mai corespunzătoare pentru realizarea operaţiei de dezargilare.

Lucrările de cercetare efectuate au arătat că, faţă de caracteristicile naturale ale nisipului de Aghireş, prin înnobilare se obţin produse cu calităţi corespunzătoare numai pentru utilizarea în industria geamurilor, fără a se ajunge la calitatea nisipurilor de sticlărie fină.

Pentru a se putea realiza geamuri de calitate superioară, produse de sticlărie fină şi optică, se impun cercetări amănunţite şi complexe, pentru toate zăcămintele din ţara noastră, în vederea găsirii acelor nisipuri care se pretează la înnobilarea cea mai avansată, pentru asigurarea industriilor menţionate cu materie primă corespunzătoare.

BIBLIOGRAFIE

[1] Andreas, H. *Prepararea nisipurilor de cuarţ pentru fabricarea sticlei albe.* Institutul de cercetări miniere, Budapesta.

[2] Hans Goar-Yena. *Zăcăminte şi recuperarea materiilor prime naturale de sticlărie în R.D.G.* Silikattehnik. nr. 7, 1953.

[3] Mitrofanov, S. I. *Flotaţia nisipurilor pentru fabricarea sticlei,* Flotaţia selectivă (700—702), 1958.

[4] Schliher, W. *Metodă pentru desecarea nisipurilor fine.* Steinbruch und Sandgrube, nr. 4/180, 1960.

[5] *** *Deferizarea nisipurilor de sticlărie în moară cu acţiune abrazivă.* Steklo i keramika, nr. 4, 1962.

[6] Haritonov, F. *Consideraţii asupra granulaţiei optime a nisipului cuarţos pentru sticlă.* Steklo i keramika, nr. 17, 1960.

[7] *** *Noţiuni de bază despre nisipul de sticlărie şi despre prepararea lui.* Glas — Email Keramo — Tehnik, nr. 5, 1963.

Aplicarea flotației colective pentru plumb și zinc la minereurile neferoase în vederea aplicării unui nou procedeu metalurgic

Ing. *M. CRISTOVICI*,
ing. *B. FRUMOSU*,
ing. *E. APOSTOLESCU*,
ing. *M. POPESCU*,
ing. *M. SIVRIU* și
ing. *I. MARIN*

Conform Directivelor Congresului al III-lea al P.M.R. una din sarcinile de frunte ale lucrătorilor din industria minieră este mărirea producției de metale prin îmbunătățirea indicilor tehnologici, majorarea randamentelor de extracție, mărirea productivității muncii prin introducerea tehnicii noi etc.

Mergînd pe această linie, colectivele de cercetare din ICEMIN s-au preocupat continuu de îndeplinirea acestei sarcini aducînd, prin cercetările efectuate, o contribuție la sporirea bazei de materii prime pentru industria metalurgică.

În acest sens, în ultimii ani s-a executat în cadrul ICEMIN o serie de studii prin care s-a urmărit stabilirea posibilităților de introducere în țara noastră a unui nou procedeu metalurgic la prelucrarea concentratelor plumbo-zincoase.

Acest procedeu constituie o metodă metalurgică modernă și economică de extragere a plumbului și zincului din concentrate colective plumbo-zincoase.

Avantajele noului procedeu sînt deosebit de mari și constau în faptul că, pe de o parte se realizează extracții ridicate în metal (94—95% pentru Zn, 97—98% pentru Pb), iar pe de altă parte concentratele colective plumbo-zincoase, care constituie materia primă pentru tratamentul metalurgic, se obțin în condiții de preparare mecanică mai economice și cu recuperări de metale mai mari decît concentratele separate de plumb și zinc cerute de procedeele metalurgice clasice.

În ideea de a realiza o prelucrare metalurgică în condiții avantajoase economice, s-a trecut la proiectarea și montarea unei uzine metalurgice de acest tip în țară.

Pentru asigurarea concentratelor plumbo-zincoase necesare, ICEMIN a început în anul 1961 să studieze posibilitățile de a obține din minereurile complexe concentrate colective de plumb și zinc, apte a fi prelucrate prin noul procedeu metalurgic. Studiul își propunea să stabilească în primul rînd compoziția chimică a șarjei ce s-ar putea realiza din minereurile noastre complexe, cunoscînd că șarja optimă ar trebui să aibă următoarea compoziție: 23—31% plumb, maximum 1,8% cupru, minimum 31% zinc, 24—27% sulf, 8—10% fier, maximum 0,1% arsen, maximum 7% SiO_2, maximum 5,5% CaO, maximum 7% MgO, maximum 7% Al_2O_3.

În acest scop s-a alcătuit un studiu documentar care, pe baza indicilor tehnologici realizați în instalațiile industriale, a stabilit trei categorii de minereuri complexe, după felul cum acestea răspund condițiilor de calitate impuse șarjei optime pentru noul procedeu.

— *Categoria I* a cuprins acele minereuri care prin flotație colectivă sînt apte a da concentrate preparabile prin noul procedeu, fără a mai necesita operații suplimentare de preparare.

— *Categoria a II-a* a cuprins acele minereuri care s-au considerat apte a da prin flotație colectivă concentrate corespunzătoare noului procedeu, necesitînd însă operații suplimentare de preparare (depresarea piritei, calcopiritei etc.).

— *Categoria a III-a* a cuprins acele minereuri care, datorită conținutului ridicat în cupru și fier, nu ar putea duce la obținerea unor concentrate valorificabile prin procedeul metalurgic amintit, decît prin operații de preparare foarte laborioase, sau în dauna extracțiilor în metalele principale (prumb și zinc).

O dată premizele teoretice stabilite, s-a trecut la execuția propriu-zisă a cercetărilor pe minereurile din categoriile I și a II-a; minereurile din categoria a III-a nu au mai fost cercetate întrucît, avînd un conținut mare de cupru și fier, nu puteau fi avute în vedere pentru noul procedeu metalurgic.

Minereurile din categoriile I și a II-a au fost cercetate din punctul de vedere al aptitudinii de a fi valorificate prin noul procedeu metalurgic, atît în fază de laborator cît și în fază pilot; cîteva dintre ele, pentru care datele obținute la încercările de laborator au fost concludente, nu au mai necesitat verificarea acestor date și la scară pilot.

Prin cercetările efectuate s-a urmărit stabilirea condițiilor de lucru și a fluxului tehnologic optim de prelucrare pentru fiecare minereu în parte, pentru a produce concentrate colective de plumb și zinc care, din punctul de vedere al compoziției chimice, să se încadreze în condițiile impuse șarjei optime cerute.

Extracția în greutate a concentratului colectiv în faza pilot a fost 9%, iar extracția în metal — 92,6% pentru plumb și 96% pentru zinc. Indicii de calitate obținuți justifică introducerea acestui minereu în categoria I deoarece, prin flotație colectivă, fără alte operații suplimentare de preparare, s-au obținut concentrate valorificabile prin noul procedeu metalurgic.

Minereul A. A fost studiat numai în fază laborator, deoarece rezultatele foarte bune obținute nu au mai făcut necesară verificarea lor în fază pilot.

Extracţia în greutate a concentratului colectiv a fost de circa 18% iar extracţia în metal 93% pentru plumb şi 90% pentru zinc.

Deci minereul A, prin flotaţie colectivă, pune la dispoziţie un concentrat care se poate valorifica prin noul procedeu, fiind de asemenea inclus în categoria I.

Minereul B. A fost de asemenea studiat numai în fază laborator şi anume pe două tehnologii:

— flotaţia colectivă cu depresarea piritei;

— flotaţia integrală a sulfurilor urmată de separarea unui concentrat de plumb-zinc după desorbţia colectorilor şi depresarea piritei.

Cele mai bune rezultate s-au obţinut prin flotaţia colectivă cu depresarea iniţială a piritei. Extracţia în greutate a concentratului plumbo-zincos a fost de 12,9% iar extracţiile în metal de 77% pentru plumb şi de 83,5% pentru zinc. Concentratul obţinut s-a încadrat în condiţiile de calitate impuse de şarja metalurgică optimă. Introducerea minereului B în categoria I a fost deci justificată.

Minereul C. A fost cercetat în fază laborator şi în fază pilot pe linia tehnologică: flotaţia concentratului de plumb-zinc cu depresare iniţială a piritei. Extracţia în greutate a concentratului colectiv a fost de 20%, iar extracţia în metal de 90% pentru plumb şi de 96% pentru zinc.

Conţinuturile analizate ale concentratului colectiv se încadrează în limitele admise, deci corespunde cerinţelor procedeului metalurgic. Minereul este de categoria I aşa cum s-a presupus iniţial.

Minereul D. Acest minereu a fost studiat, atît în fază laborator, cît şi în fază pilot. Linia tehnologică, prin aplicarea căreia s-au obţinut cele mai bune rezultate, a fost flotaţia colectivă cu depresarea iniţială a piritei. Extracţia în greutate a concentratului colectiv obţinut în faza superioară de concentrare a fost de 8,5%, iar extracţiile în metal 81,3% pentru plumb şi 94,2% pentru zinc.

Concentratul plumbo-zincos corespunde din punct de vedere calitativ valorificării prin noul procedeu metalurgic, minereul putînd să facă parte din categoria I.

Minereul E. A fost încadrat iniţial în categoria a II-a de minereuri complexe, deoarece la data întocmirii studiului documentar conţinutul destul de mare în cupru al minereului brut a făcut să se presupună că va fi necesară o depresare intensă a calcopiritei pentru reducerea cuprului din concentratul colectiv sub limita maximă admisă. Aplicînd, atît în fază laborator, cît şi în fază pilot, linia tehnologică: flotaţia colectivă a concentratului plumb-zinc cu depresarea iniţială a piritei, nu au mai fost necesare alte operaţii suplimentare de preparare.

Aceasta se explică prin faptul că în ultima vreme conţinutul în cupru al zăcămîntului a scăzut faţă de anii precedenţi. Rezultatele obţinute au determinat introducerea minereului în categoria I. Extracţia în greutate a concentratului colectiv a fost de 6,2% în faza pilot, iar extracţia în metal 82,0% pentru plumb, şi 92,0% pentru zinc.

Minereul F. Datorită conţinutului destul de ridicat în cupru al minereului original şi pe baza datelor flotaţiei diferenţiale ce se execută actualmente în uzină, minereul a fost introdus de la început în categoria a II-a.

A fost cercetat atît în fază laborator cît şi în fază pilot. În faza pilot s-au aplicat două linii tehnologice din cele studiate în laborator şi anume:

— flotaţia directă a unui concentrat plumbo-zincos cu depresarea totală a piritei şi parţială a cuprului;

— flotaţia unui prim concentrat de plumb-cupru şi apoi a unui concentrat colectiv plumb-zinc sărac în cupru.

Prima linie a dat un concentrat colectiv plumb-zinc bogat în cupru. Prin cea de-a doua tehnologie s-a obţinut un concentrat plumbo-cupros de tipul celor care rezultă curent la flotaţiile diferenţiale ale minereurilor complexe şi un concentrat colectiv plumb-zinc ce se încadrează din punctul de vedere calitativ condiţiilor impuse şarjei metalurgice.

Concentratul plumbo-cupros obţinut a avut o extracţie în greutate de 3,5% şi un conţinut de 50,6% plumb, 4,12% cupru şi 12,4% zinc, extracţia în plumb fiind de circa 65%.

Extracţia în greutate a concentratului colectiv plumb-zinc a fost de 6,9%, iar cea în metal de circa 30% pentru plumb şi de 84% pentru zinc.

Obţinerea concentratului plumb-zinc cu conţinut convenabil de cupru a fost destul de dificilă. Pentru aceasta minereul a fost introdus, în mod justificat, în categoria a II-a.

Minereul G. Acest minereu a fost studiat pe aceleaşi tehnologii ca şi minereul F. Rezultate satisfăcătoare s-au obţinut doar prin tehnologia constînd din flotaţia unui concentrat plumbo-cupros şi apoi a unui concentrat de plumb-zinc apt pentru metalurgia nou propusă.

Concentratul plumbo-cupros obţinut a avut o extracţie în greutate de 1,7% şi un conţinut de 32,6% plumb, 10,4% cupru şi 5,5% zinc, extracţia în plumb fiind de 39%.

Pentru concentratul colectiv plumb-zinc extracţia în greutate a fost de 10,9%, iar extracţiile în metale: 51% pentru plumb şi 88,6% pentru zinc.

Minereul original conţine cupru destul de mult, deci obţinerea concentratului apt pentru valorificare prin noua metalurgie este destul de dificilă. Pentru acest considerent, minereul a fost introdus în categoria a II-a.

Minereul H. A fost introdus iniţial în categoria I, totuşi încercările în fază laborator şi apoi în fază pilot efectuate pe tehnologia flotaţie colectivă cu depresarea iniţială a piritei au arătat că pentru scăderea conținutului în cupru a concentratului colectiv sub 1,8% este necesară o depresare destul de intensă a calcopiritei.

Extracția în greutate a concentratului colectiv, în fază pilot a fost de 13,9%, iar în metal de 91,5% pentru plumb și 97,7% pentru zinc. Concentratul obținut corespunde condițiilor impuse șarjei metalurgice. Acest minereu ar fi trebuit însă introdus în categoria a II-a avînd în vedere dificultățile create de depresarea calcopiritei.

Minereul I. A fost studiat în fază laborator cît și în fază pilot, pe linia tehnologică, flotație colectivă cu depresarea inițială a piritei. Deși inițial a fost introdus în categoria I, ulterior, în urma studiilor efectuate rezultînd un concentrat cu conținut de cupru foarte ridicat (1,83%), cu toată intensa depresare a calcopiritei, s-a apreciat că acest minereu ar fi trebuit de fapt introdus în categoria a II-a.

Extracția în greutate a concentratului colectiv obținut în fază pilot este de 13,6%, iar cea în metal de 86,6% pentru plumb și de 90,1% pentru zinc.

Calitativ, cu excepția conținutului de cupru, care se află la limita superioară, concentratul colectiv obținut poate fi valorificat prin metalurgia nou propusă.

Avînd în vedere încercările și rezultatele obținute (tabela 1) se poate face o reconsiderare a clasificării minereurilor complexe după cum urmează:

1) minereuri apte a da prin flotație colectivă concentrate valorificabile prin noua metalurgie, fără a mai necesita operații suplimentare de preparare;

2) minereuri apte a da prin flotație concentrate valorificabile prin noua metalurgie, necesitînd însă operații suplimentare de preparare (depresarea calcopiritei etc.);

3) minereuri care, datorită conținutului ridicat în cupru și fier, nu ar putea duce la obținerea unor concentrate apte pentru noul procedeu metalurgic decît prin operații de preparare foarte laborioase, sau în dauna extracțiilor în metale.

Din cele expuse pînă acum se poate trage concluzia că din minereurile complexe se pot obține concentrate colective plumbo-zincoase apte a fi valorificate prin noul procedeu metalurgic.

Pentru a estima cantitățile de concentrate plumb-zinc prin prelucrarea minereurilor din categoriile I și a II-a, precum și calitatea pe elemente componente a șarjei optime care rezultă din amestecul tuturor concentratelor, la nivelul anului 1965, s-a luat în considerare:

— capacitatea de prelucrare a instalațiilor ce vor prelucra aceste minereuri în anul 1965;

— extracția în greutate determinată în încercările în fază pilot (sau laborator, unde nu s-a executat în faza pilot) pentru aceste minereuri;

— analiza generală a concentratelor colective, obținute în cadrul încercărilor efectuate.

Cu aceste date s-au calculat cantitățile de concentrate colective posibil de obținut din producția planificată a anului 1965 și compoziția chimică a șarjei optime posibilă.

Pe baza calculelor efectuate a rezultat că producția de concentrate la nivelul anului 1965 este acoperitoare pentru uzina metalurgică.

Calitatea acestor concentrate satisface cerințele șarjei metalurgice înscriindu-se în limitele impuse, așa precum se vede și în tabela 2.

Din tabelă rezultă că:

— conținutul de Pb + Zn este de 54,2%, depășind deci conținutul de 50% Pb + Zn cerut de șarja optimă;

— conținutul de Cu este de 1,11%, deci sub 1,8%;

— celelalte elemente se încadrează în limitele admisibile.

În concluzie, pe baza cercetărilor efectuate cu minereurile neferoase puțin cuproase din R.P.R., se constată că prin amestecarea concentratelor obținute la prelucrarea prin flotație colectivă a acestor minereuri se poate asigura, atît cantitativ, cît și calitativ, materia primă necesară pentru punerea în funcționare a unei uzine metalurgice bazată pe noul procedeu.

Pentru a stabili avantajele economice ce s-ar obține prin introducerea noului procedeu metalurgic s-a făcut o comparație între valoarea produselor rezultate prin aplicarea actualelor tehnologii și a celor rezultate din tehnologia propusă. Această comparație s-a făcut, atît pentru sectorul minier, în care se prevede înlocuirea flotației diferențiale plumb și zinc cu flotația colectivă Pb + Zn, cît și pentru sectorul metalurgic, unde procedeele clasice metalurgice se înlocuiesc cu noul procedeu.

Calculele au arătat avantajul pe care îl prezintă flotația colectivă urmată de prelucrarea metalurgică a concentratului colectiv prin noul procedeu, avantaj care a determinat construcția instalației respective.

Tabela 1

Elemente	Pb	Cu	Zn	S	Fe	As	SiO_2	CaO	Sb	Mn	MgO	Al_2O_3
Condiții impuse	23—31	max. 1,8	31	24—27	8—10	0,1	4	5,5			max. 4	max. 4
Condiții realizate de șarja — amestec	23,8	1,11	30,4	24,4	7,94	0,114	3,2	1,39	0,18	1,35	1,38	2,11

Tabela 2

Minereul	Tehnologia	Faza	Analiza chimică a concentratelor, %												Extracţie în greutate, v%	Extracţie în metal, m%
			Pb	Cu	Zn	S	Fe	As	SiO_2	CaO	Sb	Mn	Mg	Al_2O_3		
Şarja optimă pentru noul procedeu metalurgic			23—31	max. 1,8	min. 31	24—27	8—10	max. 0,1	max. 4	max. 5,5			max. 4	max. 4		
A	flotaţie colectivă	laborator	33,2	0,4	25,3	21,0	1,81	0,08	0,49	0,57			0,075		18,1	Pb = 93,0 Zn = 90,0
B	flotaţie colectivă cu depresarea piritei	laborator	21,3	1,035	42,9	26,97	3,9	0,06	1,42	0,14				0,18	12,9	Pb = 77,0 Zn = 83,5
C	flotaţie colectivă cu depresarea piritei	laborator + pilot	16,7	0,3	45,21	23,55	5,09		2,25	2,57		1,62	1,56	1,47	20,0	Pb = 90,0 Zn = 96,0
D	flotaţie colectivă cu depresarea piritei	laborator + pilot	12,5	0,42	41,36	27,93	12,68	0,12	2,028	0,55	0,001	0,38	0,25	2,29	5,5	Pb = 81,3 Zn = 94,2
E	flotaţie colectivă cu depresarea piritei	laborator + pilot	16,7	1,17	34,6	24,8	9,21		1,66	3,22			3,87	3,48	6,2	Pb = 82,0 Zn = 92,0
F	obţinerea unui prim concentrat de Pb—Cu şi apoi a unui concentrat colectiv Pb + Zn, sărac în cupru	laborator + pilot	11,75	1,70	39,4	21,0	4,0	0,29	2,71	2,14	0,12	0,31	3,01	1,36	6,9	Pb = 94,5 Zn = 84,0
G	obţinerea unui prim concentrat de Pb—Cu şi apoi a unui concentrat colectiv Pb + Zn, sărac în cupru	laborator	9,78	1,73	41,01	28,75	11,73	0,052	5,55	0,07			0,64	0,26	10,9	Pb = 90,0 Zn = 88,6
H	flotaţie colectivă cu depresarea piritei	laborator + pilot	33,7	1,4	25,0	23,06	9,46	0,045	2,26	0,28	0,32	3,29	1,40	6,48	13,9	Pb = 91,5 Zn = 94,7
I	flotaţie colectivă cu depresarea piritei	laborator + pilot	18,3	1,83	38,3	27,57	13,24	0,17	3,02	0,97	0,025	0,004	2,75	2,07	13,6	Pb = 86,6 Zn = 90,1
Şarja de amestec			23,8	1,11	30,4	24,4	7,94	0,114	3,2	1,39	0,18	1,35	1,83	2,11	10,57	

Îmbunătățirea fluxului tehnologic la flotația unui minereu complex

Ing. L. MARDEROS și
ing. E. POPA

Fluxul tehnologic aplicat la punerea în funcțiune a unei instalații pentru flotația unui minereu complex a fost cel stabilit prin proiect și anume flotația diferențială directă pentru producerea concentratelor de galenă, blendă și pirită.

Schema tehnologică inițială este redată în figura 1.

Minereul sfărîmat la dimensiunea de 15—20 mm era alimentat în două mori cu bile în circuit închis cu clasoare cu spirală. Minereul măcinat la 0,25 mm era alimentat la două linii de flotație compuse din cîte 21 de celule de 2,8 m³.

Conform proiectului, pe fiecare linie repartizarea celulelor s-a făcut în felul următor:

— 6 celule pentru flotația galenei;
— 7 celule pentru flotația blendei;
— 8 celule pentru flotația piritei.

Prin aplicarea acestui circuit de flotație diferențială la punerea în funcțiune a instalației s-au obținut rezultatele redate în tabela 1.

Tabela 1

Produse	Extractia în greutate	Conținut, %			Recuperare în metal, %		
		Pb	Cu	Zn	Pb	Cu	Zn
Minereu brut	100,0	1,0	0,10	1,87	100,0	100,0	100,0
Concentrat Pb	1,32	51,25	2,77	5,00	67,6	36,3	
Concentrat Zn	3,97	2,25	0,83	35,15			74,9
Concentrat pirită		1,20	0,38	6,25			
Steril final		0,25	0,06	0,44			

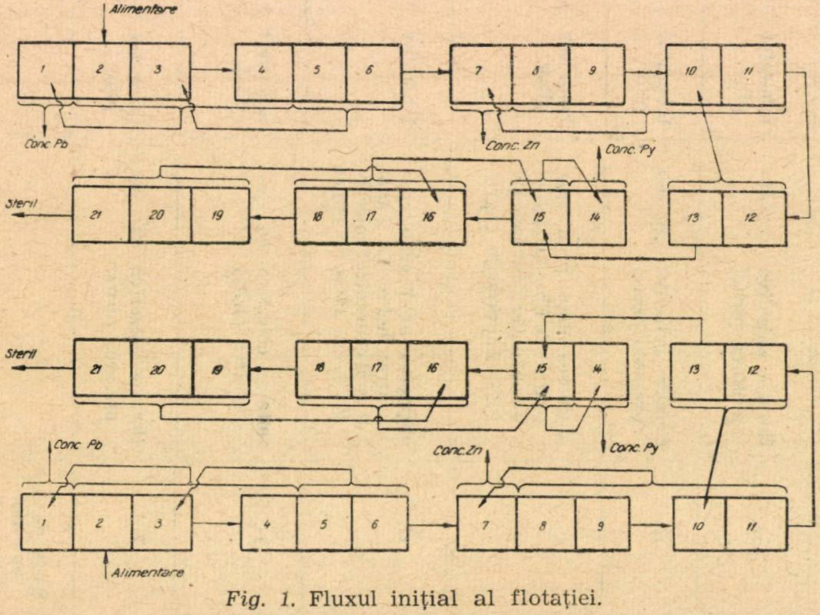


Fig. 1. Fluxul inițial al flotației.

Din examinarea rezultatelor se constată că extracțiile de metale au fost în general mici, aceasta datorîndu-se în mare măsură numărului insuficient de celule pentru flotarea plumbului și zincului.

Tabela 2

Produse	Extracție în greutate %	Conținut, %			Extracție în metal, %		
		Pb	Cu	Zn	Pb	Cu	Zn
Minereu brut	100,0	0,91	0,15	1,77			
Concentrat Pb	1,34	50,80	4,67	5,76	75.0	41,8	
Concentrat Zn	2,70	1,77	0,99	45,70			79,0
Steril final	95,96	0,19	0,016	0,34			

Pentru a îmbunătății recuperările de plumb și zinc s-a renunțat la plotația piritei modificîndu-se circuitul de flotație (la ambele linii) astfel ca să se asigure un număr mai mare de celule de flotație a galenei și blendei, după schema din figura 2.

În felul acesta pentru flotația galenei s-au prevăzut 11 celule de flotație, iar pentru flotația blendei s-au prevăzut 10 celule de flotație.

În urma acestor modificări s-au obținut rezultatele redate în tabela 2.

Pentru a determina exact numărul de celule necesare la flotația galenei și blendei s-au determinat conținuturile de metale ale sterilelor ultimelor celule, atît de la circuitul de plumb, cît și de la cel de zinc. Conținuturile medii analizate pe mai multe schimburi sînt date în tabela 3.

Din tabela 3 se constată că conținutul minim în plumb al sterilului plumbos (care a fost de 0,2%), se obține după celula 10, iar conținutul minim de zinc, al sterilului zincos (care a fost de circa 0,26—0,3), se obține după celula 21. Rezultă că numărul minim necesar de celule, în condițiunile respective, a fost de 10 pentru plumb și 10 pentru zinc.

Tabela 3

Conținuturile sterilelor de la ultimele celule

	Circuitul de Pb celula nr.			Circuitul de Zn celula nr.		
	9	10	11	19	20	21
Linia I	0,36	0,25	0,28	0,41	0,29	0,30
Linia II	0,285	0,210	0,20	0,48	0,33	0,26

Dat fiind faptul că prin mărirea numărului de celule la flotaţia galenei şi blendei pirita nu mai putea fi flotată s-a pus problema amplificării instalaţiei.

Un studiu tehnico-economic întocmit de IPROMIN asupra valorificării piritei la această instalaţie a arătat că menţionînd tehnologia iniţială — flotaţia diferenţială, ar fi necesară completarea instalaţiei cu încă 16 celule de flotaţie. Acest lucru s-ar fi făcut cu investiţii relativ mari care ar fi făcut recuperarea piritei nerentabilă.

Din aceste motive s-au căutat soluţii pentru a rezolva recuperarea piritei cu posibilităţile actuale.

Astfel s-au efectuat încercări de laborator în vederea flotării unui concentrat colectiv de blendă-pirită care să fie supus unei separări în concentrate monometalice.

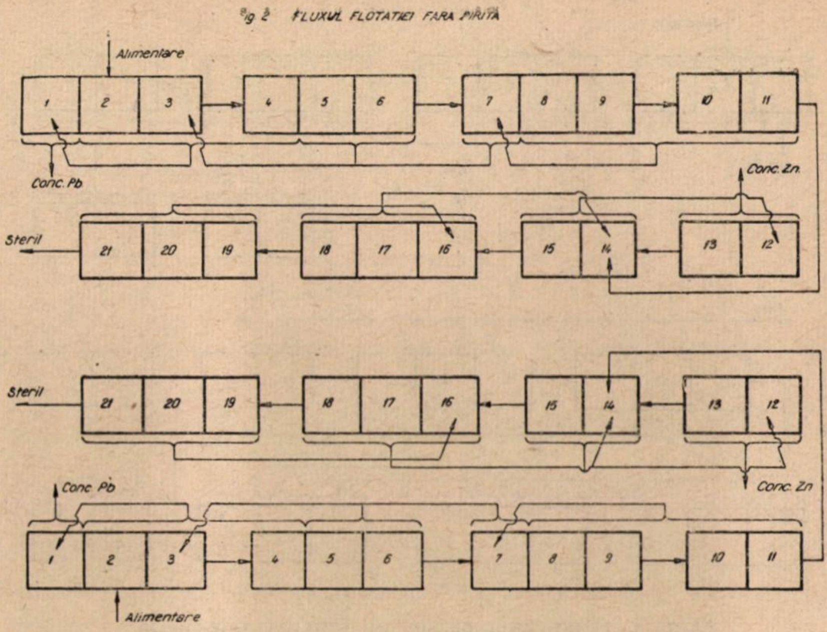


Fig. 2. Fluxul flotaţiei fără pirită.

Rezultatele obţinute în laborator prin această nouă tehnologie au fost mulţumitoare. Astfel, la flotaţia colectivă s-au obţinut concentrate cu 35% Zn şi 34% S cu recuperări de 83% în Zn şi 80% în S. La separarea directă a concentratului colectiv, prin depresarea piritei cu var şi cianură de sodiu, s-au obţinut concentrate de zinc cu conţinuturi de 45% Zn şi cu recuperări corespunzătoare celor obţinute pînă în prezent în instalaţie (circa 73%). Concentratul de pirită rezultat a avut de asemenea conţinuturi şi recuperări satisfăcătoare (tabela 4).

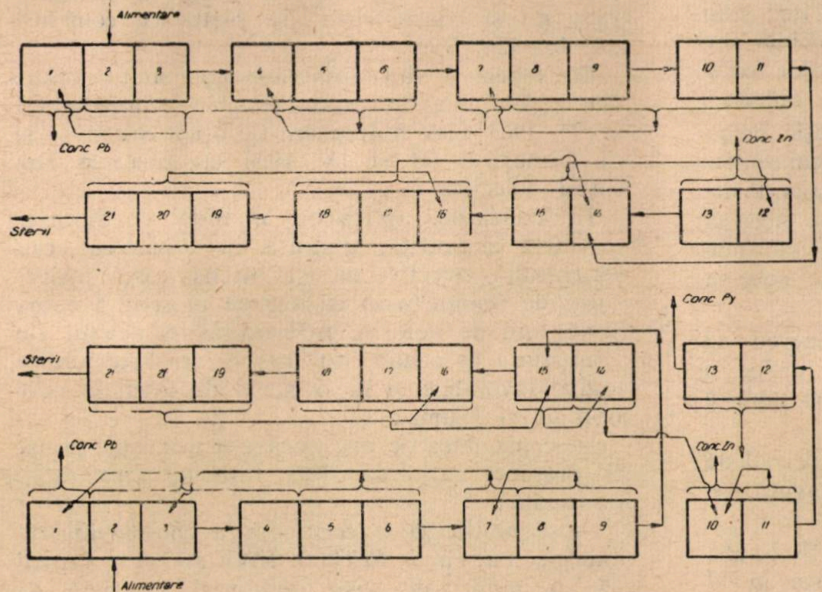


Fig. 3. Fluxul tehnologic al flotaţiei zinc-pirită aplicat pe o singură linie.

În urma rezultatelor obţinute în laborator s-a trecut la aplicarea industrială a fluxului de flotaţie colectivă zinc-pirită, urmată de separarea concentratului colectiv. Încercările industriale au fost executate în două etape.

În prima etapă s-au efectuat încercări după tehnologia nouă pe o singură linie de flotaţie, cealaltă linie funcţionînd în continuare după tehnologia veche.

Circuitul celulelor de pe linia I a fost modificat în felul arătat în figura 3, flotaţia plumbului realizîndu-se în nouă celule de flota-

Tabela 4

Produse	Extracţia în greutate, %	Conţinut, %				Extracţie în metal, %			
		Pb	Cu	Zn	S	Pb	Cu	Zn	S
Conc. Pb	2,07	50,0	4,50	5,90	17,00	79,5	61,3	5,5	6,2
Pr. int. Pb	0,72	5,0	1,00	5,71	20,18	2,7	4,6	1,8	2,5
Conc. Zn	3,51	0,82	0,22	45,5	29,1	2,2	5,2	73,2	18,3
Conc. Py	8,45	0,37	0,071	1,73	42,0	2,5	3,9	6,6	60,8
Pr. int. Zn–Py	3,75	0,74	0,44	1,55	0,1	2,1	10,5	2,6	6,0
Steril	81,50	0,17	0,027	0,28	0,43	11,0	14,5	10,3	6,2
Minereu brut	100,0	1,29	0,15	2,19	5,67	100,0	100,0	100,0	100,0

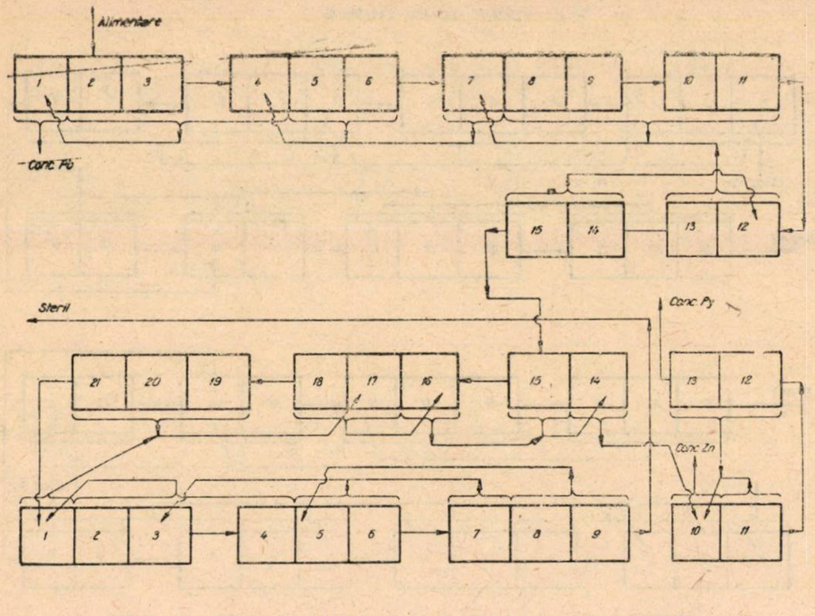


Fig. 4. Fluxul tehnologic al flotaţiei zinc-pirită aplicat în întreaga instalaţie.

ţie, flotaţia colectivă zinc-pirită în opt celule, iar separarea conecentratului colectiv realizîndu-se în patru celule.

La încercările industriale s-a putut constata că pe lîngă recuperarea în plus a piritei, prin noua tehnologie s-a obţinut şi o sensibilă îmbunătăţire a calităţii concentratului de zinc, recuperările rămînînd practic la nivelul anterior.

În etapa a II-a tehnologia de flotaţie colectivă zinc-pirită, urmată de separarea concentratului colectiv, a fost extinsă la întreaga instalaţie, după schema arătată în figura 4. Această schemă reprezintă o modificare mai substanţială a circuitelor de flotaţie faţă de schema iniţială.

— Flotaţia întregii cantităţi de minereu nu se mai face pe două linii paralele, ci pe o singură linie, dispunînd celulele de pe ambele linii în serie.

— Alimentarea cu tulbureală de la cele două secţii de măcinare se face într-o singură celulă.

— Flotaţia galenei se realizează în 15 celule, iar flotaţia colectivă zinc-pirită se face în 17 celule.

— Separarea concentratului colectiv se realizează în patru celule.

În felul acesta rămîn disponibile 6 celule de flotaţie.

Pirita obţinută la o diluaţie mare, ca steril de la flotaţia de separare a concentratului colectiv, neputînd fi filtrată, se depozitează într-un iaz de decantare amenajat pe terenul instalaţiei de flotaţie în care se produce o desecare suficient de avansată pentru ca să poată fi încărcată direct în vagoane.

Regimul de reactivi stabilit la flotaţie a fost următorul :

Flotaţia galenei

— carbonat de sodiu	1 500 g/t ;
— sulfat de zinc	2 100 g/t ;
— cianură de sodiu	100 g/t ;
— xantat etil	100 g/t ;
— phosocresol	50 g/t.

Flotaţia colectivă blendă-pirită

— sulfat de cupru	600 g/t ;
— xantat amilic	70 g/t ;
— flotanol	70 g/t.

Separarea concentratului colectiv

— Var pînă la $pH = 12$.

În aceste condiţii s-au obţinut concentrate de zinc cu 48—50% Zn cu recuperări de 75—78% Zn şi concentrate de pirită cu conţinut de 40—42% S.

În tabela 5 sînt ilustrate comparativ rezultatele obţinute în instalaţie în trimestrul I şi II 1963 fără aplicarea flotaţiei colective şi în trimestrul III şi IV 1963 cu aplicarea flotaţiei colective.

În concluzie, aplicarea metodei de flotaţie colectivă zinc-pirită, urmată de separarea concentratului colectiv, ca şi intensificarea procesului de flotaţie prin utilizarea în serie a celor două linii de flotaţie, mărind astfel debitul de alimentare pe celulă, au dus la rezultate tehnologice favorabile şi la o serie de avantaje economice şi anume :

— capacitatea de prelucrare a instalaţiei poate fi crescută cu circa 40% faţă de capacitatea nominală ;

— se realizează o reducere a consumului de energie cu circa 475 000 kWh/an prin faptul că un număr de şase celule şi o pompă de tulbureală devin disponibile ;

— ca urmare a intensificării flotaţiei, se observă o tendinţă de îmbunătăţire a concen-

Tabela 5

Trimestrul 1963	Conţinuturi, %									Extracţia în metal, %		
	Concentrat Pb			Concentrat Zn			Concentrat Py					
	Pb	Cu	Zn	Pb	Cu	Zn	Pb	Cu	Zn	Pb	Cu	Zn
I	53,09	2,74	9,87	1,20	0,40	42,62				81,77	46,66	76,36
II	52,31	2,64	9,83	1,23	0,31	44,89				81,95	55,26	72,26
III	55,03	2,97	9,37	1,26	0,29	48,98	0,50	0,106	1,24	83,21	56,41	75,98
IV	56,11	3,06	7,60	1,15	0,28	47,35	0,38	0,102	0,98	83,06	62,36	80,05

tratului plumbos, conținutul de zinc din acesta scăzînd la circa 7% față de 9—10% cît era anterior ;

— separarea concentratului colectiv de zinc-pirită în cele două produse se face cu un randament foarte bun, pierderile de zinc în pirită fiind minime, iar calitatea concentratelor este satisfăcătoare. Astfel concentratul de zinc conține 48—50% zinc și 6,5—8% fier, iar concentratul de pirită conține 40—43% sulf ;

— se valorifică o cantitate importantă de pirită (6—10 mii tone/an, în funcție de conținutul în sulf al minereului) cu conținuturi corespunzătoare în sulf (40—42%) ;

— aportul economic total al aplicării tehnologiei noi se apreciază în cifre la circa 1,8 milioane lei/an sau circa 11 lei/tonă ;

— față de varianta proiectată, de amplificare a instalației pentru recuperarea piritei, prin tehnologia introdusă s-a realizat și o economie de investiții de circa 1,5 mil. lei.

Precizări cu privire la însușirile de cocsificare a huilelor din R.P.R. și utilizarea lor la fabricarea cocsului

Ing. *N. M. IONESCU* și
ing. *ANA DUMITRESCU*

Pentru actualizarea caracteristicilor analitice și a însușirilor de aglutinare-cocsificare a huilelor din Valea Jiului și Banat, în cadrul ICEMIN s-a executat în cursul anului 1963 un amănunțit studiu pe probe recoltate din locurile de muncă noi deschise, din producția curentă a minelor și sectoarelor, din producția uzinelor de preparare, precum și probe din lucrările de prospecțiuni geologice.

Avînd în vedere continua înaintare în strat o dată cu producția precum și locurile de muncă noi deschise ca și deschiderile de mine noi, inclusiv prospecțiunile geologice, se impunea un amănunțit control al huilelor în scopul stabilirii calității lor sau a eventualelor variații de calitate, precizîndu-se totodată dacă din punctul de vedere al folosirii lor ca materie primă pentru cocs se pot face investițiile respective.

De asemenea se impunea ca o sarcină permanentă și executarea unui amănunțit control al calității producției spălătoriilor de huilă cocsificabilă destinată cocseriilor din țară.

Pentru executarea studiului propus s-au recoltat în total 703 probe de huilă asupra cărora s-au efectuat determinări pentru precizarea compoziției lor chimice și însușirile de aglutinare-cocsificare, potrivit metodelor ce au fost adoptate în anul 1956 oficial de către Comitetul Economic European (C.E.E.) de pe lîngă Organizația Națiunilor Unite (O.N.U.), drept criterii pentru aprecierea huilelor din punctul de vedere al aglutinării-cocsificării, fiind totodată adoptate oficial și în țara noastră.

Din toate aceste metode pentru stabilirea însușirilor de aglutinare-cocsificare s-au folosit metoda Roga, pentru stabilirea însușirilor de aglutinare, și metoda Gray-King pentru stabilirea însușirilor de cocsificare, considerîndu-se ca cele mai concludente, fie pentru exactitatea și reproductibilitatea rezultatelor, fie pentru simplitatea metodei ca aparatură și execuție *.

Probele recoltate din strat, din producția curentă a minelor și sectoarelor și din carote au fost condiționate în laborator prin spălare în lichide dense organice la un indice de cenușă A^{na} sub 10%, în vederea stabilirii caracteristicilor analitice de aglutinare-cocsificare.

Pentru efectuarea studiului din bazinul carbonifer Valea Jiului au fost recoltate 475 probe și anume :

- 25 probe din strate noi deschise de la exploatările miniere Aninoasa, Vulcan, Lupeni și Uricani ;
- 84 probe din producția curentă a exploatărilor miniere Vulcan, Lupeni și Uricani ;
- 28 probe din producția preparației Lupeni sort 0—50 mm ;
- 320 probe din carote de la cîmpurile miniere Lonea, Petrila, Sălătruc, Livezeni-Iscroni, Aninoasa, Lupeni, Uricani-Hobiceni și Cîmpul lui Neag.

De asemenea de la exploatările miniere din Banat au fost recoltate 246 probe și anume :

- 107 probe din strat de la Anina, Ponor, Hildegard, Rusca Montană și Baia Nouă ;
- 58 probe din producția curentă a sectoarelor I, II, III și IV de la Anina și sectoarele I și II de la Ponor ;
- 52 probe din producția curentă a uzinelor de preparare Anina, Cozla, Secul, afară de 226 probe medii pentru sorturile 8—30 mm, 2—8 mm și 0—2 mm livrate de uzina de preparare Anina cocseriei Reșița în decurs de un trimestru ;
- 29 probe de huilă energetică de la Ponor și Baia Nouă.

Din cercetarea în laborator a acestor probe s-au obținut rezultatele redate în cele ce urmează.

---

* Revista Minelor, nr. 8, 1958.

Probele din Valea Jiului

Probele din strat, recoltate din minele Aninoasa şi Vulcan, indică încă o dată gradul lor slab de aglutinare şi foarte slab de cocsificare. Astfel, toate cele patru probe de la Aninoasa, recoltate din stratul 18 blocurile I şi II, aglutinează slab şi cocsifică foarte slab, iar cele cinci probe din stratele 3 şi 7 de la Vulcan prezintă toate aglutinare slabă şi cocsificare foarte slabă.

De la Lupeni au fost recoltate patru probe din stratul 15 şi patru probe din stratul 18, toate opt probele cu excepţia unei singure probe din stratul 15 care aglutinează şi cocsifică moderat, celelalte aglutinează slab şi cocsifică slab sau foarte slab.

În schimb foarte mulţumitoare este calitatea huilelor stratelor 4, 8 şi 9 de la Uricani cu aglutinare moderată-puternică şi cocsificare moderată.

De altfel cercetarea subteranului minelor din Valea Jiului s-a rezumat în cursul anului 1963 numai la aceste mine care au avut locuri de muncă noi deschise şi care au necesitat cercetarea lor.

Cercetarea probelor medii din producţia curentă a minelor Vulcan, Lupeni, Uricani confirmă încă o dată faptul că huila Vulcan are numărul de cod 711 cu aglutinare slabă — cocsificare foarte slabă, huila Lupeni aglutinează şi cocsifică moderat, dar şi cu o proporţie de circa 30% aglutinare puternică — cocsificarea moderată, avînd numărul de cod 723 respectiv 733, în schimb pentru huila Uricani toate probele cercetate aglutinează moderat — cocsifică moderat cu o singură excepţie de aglutinare puternică — cocsificare moderată.

Se menţionează că producţia celor trei mine a fost controlată pe cîte 28 probe din fiecare mină în parte.

Se confirmă calitatea optimă a producţiei minei Lupeni, urmată imediat de calitatea huilei Uricani şi de slabă calitate a huilei Vulcan.

Calitatea huilei Lupeni special spălată, sort 0—50 mm, destinată combinatului cocso-chimic Hunedoara, este perfect constantă de vreme ce toate cele 28 probe cercetate indică invariabil numărul de cod 723 şi grupa statistică VI *a* cu aglutinare moderată — cocsificare moderată.

Indicele de cenuşă A^{anh} este cuprins între 8,10 şi 10,00%, iar indicele de materii volatile (V^{mc}) variază în limite foarte înguste de 43—44% cu rare excepţii.

Pentru cercetarea calităţii huilelor din Valea Jiului din exploatări prin carotare, au fost recoltate în total 320 probe de la toate cîmpurile miniere ale Văii Jiului.

Cercetările s-au extins mai mult asupra analizei tehnice a probelor cercetate şi în mai mică măsură s-au determinat şi însuşirile de aglutinare-cocsificare.

Din examinarea datelor privind analiza tehnică se constată un indice de materii volatile (V^{mc}) constant, cuprins, în afară de unele excepţii, între limitele 43 şi 48%.

În schimb însuşirile de aglutinare-cocsificare sînt slabe — foarte slabe pentru cîmpurile miniere Petrila, Lonea şi Sălătruc, alternînd cu aglutinare — cocsificare moderată pentru cîmpurile miniere Livezeni, Iscroni şi Aninoasa, pentru ca aglutinarea moderată să crească pentru cîmpul minier Lupeni, făcînd apoi un suprinzător salt calitativ pentru cîmpul minier Uricani-Hobiceni, caracterizat prin aglutinare puternică-moderată şi cosificare bună-moderată.

Huilele din Banat

Pentru cercetarea calităţii huilelor din diferitele strate ale zăcămintelor din Banat au fost recoltate în total 107 probe de la Anina, Şantierul Hildegard, Ponor, Şantierul Rusca Montană şi Baia Nouă.

Probele recoltate din stratele 5, 6, 7, 8 de la Anina indică o calitate aproape constantă a acestora, avînd materiile volatile $V^{mc} = 29—33\%$, carcarbonul $C^{mc} = 84—86\%$ caracteristic pentru o huilă liasică, sulful total (S_t^i) menţinîndu-se sub 0,90%, iar puterea calorifică superioară (Q_s^{mc}) oscilînd între 8 300 şi 8 700 kcal/kg.

Mult mai importante şi totodată hotărîtoare pentru calitatea huilelor Anina sînt caracteristicile de aglutinare-cocsificare care prezintă o uşoară creştere de la stratele 5 pînă la 8, aglutinînd moderat-puternic şi cocsificînd moderat-bine, ceea ce indică o huilă de calitate superioară. De menţionat că toate probele stratelor 6, 7, 8, aparţinînd sectorului II vest, prezintă aglutinare puternică-cocsificare bună.

Şantierul Hildegard a fost cercetat pe 15 probe recoltate din stratele 4, 5, 6, 7, 8 ale căror însuşiri de cocsificare indică o aglutinare moderată-slabă şi o cocsificare slabă-moderată.

Probele de huilă de la Ponor stratele 1, 2, 3, 7 sînt în general slabe, astfel:

— stratul 1 aglutinează slab — cocsifică foarte slab ;
— stratul 2 şi 3 aglutinează slab-moderat şi cocsifică foarte slab ;
— excepţie face stratul 7 care aglutinează moderat — cocsifică moderat.

Avînd în vedere necesitatea de huilă cocsificabilă pentru industria cocso-chimică, zăcămîntul de Rusca Montană a fost cercetat cu cea mai mare atenţie în scopul stabilirii exacte a calităţii lui.

Caracteristicile analitice ale acestor probe arată că materiile volatile oscilează între $V^{mc} = 30—45\%$ majoritatea lor fiind cuprinse numai între 40 şi 43% ceea ce le situează alături de huilele din Valea Jiului, carbonul cuprins între $C^{mc} = 78,5—80\%$ le situează alături de huilele Vulcan-Uricani, iar sulful total în majoritatea cazurilor este cuprins între limitele 2,5, şi 3,0%.

Puterea calorifică superioară (Q_s^{mc}) prezintă aceleași caracteristici ca și carbonul (C^{ms}) întrucît aceștia sînt cărbuni tineri pentru care există un paralelism strîns între indicii de carbon și puterea calorifică.

Dar scopul principal în studiul asupra cărbunilor de Rusca-Montană a fost să se lămurească situația lor din punctul de vedere al însușirilor de aglutinare-cocsificare, avîndu-se în vedere faptul că în prezent în țară huilele cocsificabile sînt deficitare și că orice sursă de asemenea materie primă este bine venită.

Din acest punct de vedere huilele de Rusca Montană prezintă o aglutinare moderată-slabă și o cocsificare slabă-moderată, fără a exista vreo deosebire esențială între strate.

O probă medie de huilă din galeriile Urlătoarea și Vameș prezintă aglutinare moderată și cocsificare slabă, ceea ce caracterizează întocmai calitatea medie a huilei Rusca Montană.

Huila de Baia Nouă cercetată pe probe din strat, aripile Doman, Delia și Francisca și anume din abataje în exploatare, nu prezintă nici un fel de însușiri de cocsificare, rămîne deci în continuare o huilă energetică.

În cadrul cercetării calității huilelor din producția curentă a exploatărilor miniere din Banat s-au cercetat probe recoltate din producția lunară de la Anina pentru cele patru sectoare (I — est, II — vest, III — vest, IV — sud) și de la Ponor pentru cele două sectoare (I și II).

Comparînd calitatea producției celor patru sectoare Anina din punctul de vedere al aglutinării, luînd ca bază indicele Roga și anume media probelor cercetate pentru fiecare sector în parte pe anul 1963, reiese următoarea cocsificare calitativă a huilelor Anina:

Sectorul	Indice Roja	Gradul de aglutinare
II-vest	45,1	aglutinează puternic
III-vest	39,4	aglutinează moderat
IV-sud	36,0	aglutinează moderat
I-est	25,0	aglutinează moderat

Deci calitatea huilei Anina, controlată pe sectoare, se prezintă în ordinea descrescîndă a însușirilor de aglutinare-cocsificare astfel:

sectorul II vest — III vest — IV sud și I est cu:
- aglutinare puternic-moderată și cocsificare moderată-bună pentru sectorul II vest;
- aglutinare moderată-puternică și cocsificare moderat-bună pentru sectorul III vest;
- aglutinare moderată-puternică și cocsificare moderată-bună pentru sectorul IV sud;
- aglutinare moderată și cocsificare moderat-slabă pentru sectorul I est.

În privința calității huilei Ponor, sectoarele I și II se poate arăta că sectorul I este caracterizat prin aglutinare slabă-moderată și cocsificare foarte slabă-slabă, iar sectorul II prin aglutinare slabă-moderată și cocsificare slabă.

Apreciind gradul de aglutinare a huilelor de la Ponor în funcție de indicele Roga, calculat ca medie a 7 probe lunare, reiese pentru sectorul I un indice Roga de 18,9, iar pentru sectorul II de 18,4, încît ambele se plasează la partea superioară a zonei de aglutinare slabă $(IR = 5—20)$ și în imediata vecinătate a zonei de aglutinare moderată $(IR = 20—45)$.

Controlul calității producției uzinelor de preparare de huilă din Banat a constituit o preocupare principală în scopul de a se cunoaște în special caracteristicile de glutinare-cocsificare a huilelor ce se livrează uzinei de cocs de la Reșița.

În acest scop s-a studiat producția uzinelor de preparare Anina, Cozla, Secul, mai mult din punctul de vedere al însușirilor de aglutinare-cocsificare ceea ce interesează de fapt.

Uzina de preparare Anina a fost cercetată pe 10 probe lunare și 226 probe medii zilnice pentru sorturile 8—13, 2—8 și 0—2 mm livrate cocseriei Reșița în decurs de un trimestru.

Probele studiate au fost recoltate din convoaiele zilnice de vagoane încărcate cu huilă spălată destinată cocseriei Reșița și anume pe sorturi granulometrice, vagoanele respective încărcîndu-se din silozurile aferente fiecărui sort granulometric în parte.

Din fiecare sort s-a recoltat zilnic cîte o singură probă indiferent de numărul de vagoane livrate.

Astfel, au fost recoltate:

din sortul 8—30 mm		77 probe
din sortul 2— 8 mm		76 probe
din sortul 0— 2 mm		73 probe
	Total	226 probe

Din examinarea rezultatelor analizelor rezultă că Uzina de preparare Anina livrează o huilă a cărui indice de cenușă (A^{anh}) corespunde mai mult decît bine pentru toate sorturile, mediile ponderate respective fiind de 8,4% pentru sortul 8—30 mm, de 8,6% pentru sortul 2—8 mm și 6,9% pentru sortul 0—2 mm, deci sub limita inferioară a intervalului 9,5—10,5% admisă de STAS 4570—54.

Indicii de materii volatile variază în intervale foarte strînse, diferențele între maximele și minimele înregistrate la cele 226 probe zilnice nefiind pentru cele trei sorturi mai mici ca 3,5, 3,6 și 3,9%.

Mediile ponderate ale materiilor volatile (V^{mc}) reprezintă valori identice sau foarte apropiate pentru cele trei sorturi și anume: 31,5, 31,6 și 31,8%.

Acest interval strîns de variație a indicelui de materii volatile a sorturilor granulometrice de huilă livrate de Uzina de preparare Anina este consecința directă a intervalului strîns de variație a materiilor volatile din probele de huilă reprezentative pentru fiecare loc de muncă a minelor Anina și Ponor.

În privința determinării caracteristicilor de cocsificare, cea mai importantă caracteristică urmărită a fost gradul de aglutinare determinat prin metoda internațională Roga, considerată cea mai proprie pentru sesizarea chiar a variaţiilor mici de aglutinare datorită intervalului larg între aglutinarea minimă (0) şi maximă (100) posibilă pentru huile, cuprinzînd în total 100 unităţi faţă de 19 unităţi pentru metoda Gray-King.

Ţinînd seamă de variaţia compoziţiei petrografice a huilelor Anina—Ponor şi în special de rezistenţa mecanică diferenţiată a fiecărui component petrografic în parte, era de aşteptat ca fiecare clasă granulometrică de huilă livrată să prezinte grade diferite de aglutinare. Din această cauză gradul de aglutinare a huilelor spălate produse de Uzina de preparare Anina a fost urmărit pentru fiecare clasă granulometrică în parte.

Gradul de aglutinare stabilit prin metoda Roga prezintă, pentru sorturile 8—30 şi 2—8 mm, care formează mai mult ca 90% din producţia preparaţiei Anina, valori care oscilează chiar pentru probele zilnice în intervale, atît de înguste, încît diferenţele între ele sînt mai mici decît diferenţele admise prin metoda de lucru între două determinări paralele, ceea ce dovedeşte calitatea perfect constantă a acestor două sorturi.

Datorită compoziţiei sale petrografice variate, sortul 0—2 mm prezintă neregularităţi ceva mai accentuate, dar întrucît reprezintă sub 10% din producţia Uzinei de preparare Anina acest sort nu poate influenţa constanţa producţiei ei totale.

Marea majoritate a probelor cercetate (82—90%) se plasează în zona de aglutinare moderată. În aceeaşi zonă se plasează şi mediile gradului de aglutinare după Roga de 21,3 pentru sortul 8—30 mm, de 21,9 pentru sortul 2—8 mm şi de 26,3 pentru sortul 0—2 mm.

Zona de aglutinare moderată fiind cuprinsă între 20 şi 45 unităţi Roga, reiese că mediile menţionate se plasează la limita ei inferioară, iar diferenţele între mediile ponderate ale sorturilor produse sînt neînsemnate.

Uzinele de preparare Cozla şi Secul furnizează huilă de calitate superioară cu toate că indicele de cenuşă depăşeşte limita admisă de normă (10%), indicele de aglutinare Roga fiind întotdeauna peste 60 şi atingînd valori pînă la 81.

Numerele de cod ale clasificării internaţionale sînt pentru huila Cozla 635 şi 735, iar pentru huila Secul corespund numerele de cod 535 şi 635. Ambele huile se încadrează în grupa statistică V_c cu calificativul „aglutinează puternic — cocsifică excesiv", adică maximul posibil.

În concluzie trebuie scoasă în evidenţă marea varietate a calităţii şi caracteristicile de aglutinare — cocsificare a huilelor din Valea Jiului şi Banat, pe locuri de extracţie, deci implicit şi pe strate, precum şi uniformitatea calităţii, atît a sectoarelor de producţie şi a minelor, cît mai ales a preparaţiilor de huilă, ceea ce permite ca acestea să fie folosite cu adaosuri de amelioranţi ca materie primă de bază la fabricarea cocsului metalurgic în ţară.

Cercetări şi rezultate în domeniul sintezei şi folosirii reactivilor de flotaţie

Ing. *GH PASCALIDE*,
ing. *ANA POPOVICI*,
chimist *DOINA DUMITRESCU*,
ing. *SILVIA ZAREA* şi
chimist *ELENA GHEORGHE*

Lucrările efectuate în domeniul reactivilor de flotaţie, ca linie principală de cercetări, au fost orientate în sensul sintezei şi încercărilor de aplicare la flotarea minereurilor a următoarelor produse:

1) colectori — dialchiltionocarbamaţi;
2) spumanţi (agenţi tensioactivi neionici) — monoeteri ai polietilen şi propilen glicolilor;
3) floculanţi — poliacrilamida parţial hidrolizată.

1. Dialchiltionocarbamaţii, cu formula generală

$\mathrm{RO{-}CS{-}NHR'}$, sînt cunoscuţi şi comercializaţi ca reactivi *colector-spumanţi* cu denumirea Z-200. Ei îmbunătăţesc procesele de flotaţie ale minereurilor de zinc şi cupru, prezentînd următoarele avantaje:

— selectivitate înaltă în special la separarea mineralelor de zinc şi cupru de cele de pirită;

— reduc consumul de var;

— reduc consumul de spumanţi întrucît au şi caracter spumant;

— au rezistenţă corespunzătoare atît în mediu acid cît şi în mediu alcalin;

— au eficacitate mult mai ridicată decît xantaţii.

Faţă de indicaţiile din literatură privind căile de sinteză ale dialchiltionocarbamaţilor, la lucrările efectuate s-au folosit două metode cu produse intermediare diferite, care în faza următoare reacţionează cu o alchilamină.

A. Una din metode are la bază acidul monocloracetic care în mediu alcalin, în prezenţa unui xantat, duce la formarea oxigen-alchil-sulf-carboximetil xantatului. În faza următoare produsul intermediar format reacţionează în mediu de acid acetic glacial cu o alchil amină, formîndu-se di-alchil-tionocarbamatul. Reacţiile se succed fără separarea produsului intermediar.

Schematic sinteza, pe baza acestei metode, poate fi redată prin următoarele ecuații:

$$ClCH_2-COOH + RO-CS-SK \xrightarrow{NaOH} RO-CS-S-CH_2-COONa + KCl + H_2O$$

$$RO-CS-S-CH_2-COONa + R'-NH_2 \xrightarrow{CH_3-COOH} RO-Cs-NH-R'$$

B. A doua metodă se bazează pe obținerea ca produs intermediar a unui eter tion-tiolcarbonic (xantogenic) prin reacția dintre un xantogenat alcalin și o alchil-amină. În faza a doua eterul obținut, care nu este separat din mediul de reacție în prezența unei alchil-amine, duce la obținerea di-alchil-tionocarbamatului.

Sinteza pe baza acestei metode este redată prin ecuațiile:

$$RO-CS-SNa + R''Cl \rightarrow RO-CS-S-R'' + NaCl$$

$$RO-CS-S-R''+R'-NH_2 \rightarrow RO-CS-NH-R'+R''-SH$$

Din ecuațiile de mai sus se observă că unul din radicali este în funcție de xantogenatul folosit, iar celălalt — de amină. Radicalul alifatic al halogenurii de alchil nu intervine în produsul finit, eliminîndu-se prin mercaptanul format ca produs secundar. Este indicată folosirea halogenurilor de metil și etil a căror alegere are la bază o serie de condiții privind posibilitățile de aprovizionare, prețul de cost și asigurarea măsurilor de protecția muncii.

Din lucrările efectuate au rezultat produse de tip simetric și asimetric, cu următorii radicali:

R = etil, izopropil, butil și izoamil
(radical xantogenic);
R' = etil și butil (radical aminic).

Condițiile de lucru stabilite pentru ambele metode sînt în general convenabile.

La metoda cu acid monocloracetic materiile prime au intervenit în proporție de echivalenți, la temperatura de 20°C pentru toate fazele.

Reacțiile după această metodă au loc în două faze distincte de timp:

— obținerea O — alchil — sulf — carboximetil xantatului sub agitare urmată de un repaos de 24 ore;

— obținerea di-alchil-tionocarbamatului prin agitarea masei de reacție de la faza anterioară în timpul alimentării cu alchilamină, urmată de asemenea de un repaos de 24 de ore.

În stadiul final, în vasul de reacție se separă un strat superior uleios de culoare brun-închis, reprezentînd di-alchil-tionocarbamatul și un strat inferior apos de culoare vișinie.

Pentru a se asigura randamente convenabile, din stratul apos inferior se extrage un eter etilic, produsul finit parțial reținut. Extracțiile eterice se unesc cu uleiul separat inițial din stratul superior, se spală cu o soluție 10% bicarbonat de sodiu și apoi cu apă la neutru, se usucă pe sulfat de sodiu anhidru. Final, eterul etilic este recuperat prin distilare.

Condițiile de lucru indicate sînt generale pentru toată gama de produse, iar randamentele realizate variază între 60 și 62% în funcție de sortimente.

La metoda bazată pe obținerea, ca produs intermediar, a unui eter di-alchil-tiosulfocarbonic s-au folosit ca materii prime xantogenații de etil, izopropil, butil și izoamil, clorură de metil și etil, etil și butilamina. Pentru aplicarea acestei metode în literatură este indicată obținerea în prima fază și a xantatului respectiv pe bază de hidroxid de sodiu, alcool și sulfură de carbon în condițiile descrise ale unor excese de alcool. Nu s-a folosit această metodă întrucît xantații obișnuiți nu sînt calitativ corespunzători.

Sinteza di-alchil-tionocarbamaților prin această metodă se realizează prin următoarele faze:

— dizolvarea xantatului în alcool etilic — alcoolul etilic fiind mediul de reacție;

— barbotarea halogenurii de alchil în soluție alcoolică de xantat sub agitare;

— alchilarea — obținerea eterului tio-sulfocarbonic are loc la temperaturi variabile între 10 și 70°C, în funcție de halogenura de alchil folosită și tipul de produs urmărit.

Debitul de clorură de metil este variabil, între 5 și 14 l/h, iar cel de clorură de etil astfel ales încît să se asigure un reflux minim în vasul de reacție.

În aceste condiții, timpul de alimentare cu clorură de etil este în medie de 8 ore, iar cel de alimentare cu clorură de metil este variabil, între 2 și 5 ore, de asemenea în funcție de produsul urmărit.

Aminarea eterului din faza anterioară se realizează sub agitare în timp de 3—10 ore la temperaturi variabile între 30 și 60°C, condițiile de lucru stabilindu-se și la această fază în funcție de produsul urmărit.

Pe baza lucrărilor efectuate se pot face următoarele precizări: în cazul utilizării clorurii de etil ca agent de alchilare, timpul de reacție este mult mai lung decît în cazul folosirii clorurii de metil; prin folosirea clorurii de etil, randamentele sînt în general mai bune, (variabile între 61 și 99%).

În ceea ce privește utilizarea acestui tip de colector-spumanți la flotația minereurilor sînt necesare următoarele precizări:

— produsele brute au eficacitate mai mare decît produsele pure;

— este indicată folosirea lor sub formă de emulsie, fiind uleiuri insolubile în apă.

Emulsionarea s-a realizat cu ajutorul dibutilnaftalin-sulfonatului de sodiu, care a dat cele mai bune rezultate din punctul de vedere al stabilității emulsiilor prin comparație cu alți agenți tensio-activi, atît de tip cationic, cît și neionic.

S-au preparat emulsii 5% (de tipul ulei în apă) cu dialchil-tionocarbamații sintetizați în laborator. Emulsiile obţinute au un aspect lăptos, culoarea lor variind de la alb la galben-maron, în funcţie de culoarea reactivului.

Etil-butil-tionocarbamatul şi butil-etil-tionocarbamatul au fost încercaţi pe minereurile de la Burloaia, Leşul Ursului, Deva, Toroioaga şi Ruşchiţa.

Din încercările făcute rezultă că pentru cele două tipuri de colectori, consumurile faţă de xantatul etilic se reduc în medie cu 30—50%.

Trebuie precizat că încercările în curs au în vedere, în paralel cu problemele de eficacitate, şi reducerea consumurilor de spumanţi.

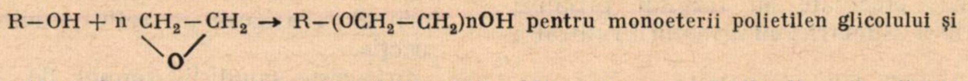
2. Cercetările privind obţinerea şi folosirea *spumanţilor sintetici de tip neionic* au fost impuse de necesitatea realizării unor reactivi spumanţi cu proprietăţi superioare, similare uleiului de pin sau altor produse de sinteză din import.

Prin lucrările efectuate s-a urmărit obţinerea următoarelor produse:

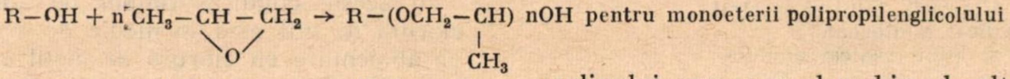
— derivaţi ai oxidului de etilenă: monoeterii alcoolilor amilic, hexilic, heptilic, octilic şi nonilic cu 4, 6, 10, 16, 25, 30, 35, 69 moli oxid de etilenă;

— derivaţi ai oxidului de propilenă: monoeterul metilic şi butilic al tri- şi tetrapropilenglicolului.

Reacţiile chimice care au loc la sinteza produselor mai sus amintite sînt următoarele:



$R{-}OH + n\,\underset{\diagdown\, O\, \diagup}{CH_2{-}CH_2} \rightarrow R{-}(OCH_2{-}CH_2)nOH$ pentru monoeterii polietilen glicolului şi



$R{-}OH + n\,CH_3{-}\underset{\diagdown\, O\, \diagup}{CH{-}CH_2} \rightarrow R{-}(OCH_2{-}\underset{\substack{|\\ CH_3}}{CH})\,nOH$ pentru monoeterii polipropilenglicolului

Sintezele au fost realizate în autoclavă sub presiune. În cazul derivaţilor pe bază de oxid de etilenă condiţiile de lucru au fost: presiune, 2 atm, temperatura, 150—120°C, catalizator, hidroxid de sodiu (2% faţă de alcool). Derivaţii pe bază de oxid de propilenă s-au obţinut la o presiune de 25—30 atm, temperatura 125—130°C, catalizator hidroxid de sodiu.

Grade diferite de policondensare, pentru ambele tipuri de produse, au fost realizate în funcţie de cantităţile de oxid de etilenă sau propilenă luate în lucru.

Produsele obţinute sînt în general solubile în apă, prezentîndu-se ca lichide sau sub formă solidă în funcţie de gradul de policondensare realizat.

Soluţiile lor în apă sînt puternic spumante, însuşire care diferă de la un tip la celălalt de produse.

În cazul derivaţilor cu oxid de etilenă, cantitatea de spumă produsă de soluţiile lor creşte în funcţie de gradul de policondensare, în timp ce în cazul produselor polioxipropilate cantitatea de spumă produsă este ceva mai mică.

Pentru stabilirea eficacităţii ca reactivi spumanţi de flotaţie s-au determinat capacităţile de spumare, variaţiile de tensiune superficială în funcţie de concentraţie şi în paralel s-au efectuat încercări de aplicare în flotaţie la nivel de laborator. Încercările au fost făcute comparativ cu uleiul de pin.

S-a observat, în general, o spumă abundentă chiar la concentraţii mici cu un timp de persistenţă al spumei mai lung, iar tensiunea superficială a soluţiilor mult mai mare decît în cazul uleiului de pin (50—60 dyne/cm faţă de 37 dyne/cm în cazul uleiului de pin la concentraţii comparabile).

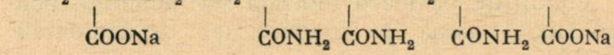
Din încercările de flotaţie efectuate cu spumanţi neionici au rezultat că aceste produse dau rezultate comparabile cu ale reactivilor folosiţi curent pînă în prezent, dar s-a desprins concluzia că există posibilităţi de îmbunătăţire a sortimentelor realizate pentru obţinerea unor produse net superioare.

3. În domeniul *floculanţilor* cercetările au fost axate pe îmbunătăţirea acţiunii de floculare a unor produşi deja sintetizaţi în cadrul institutului nostru. Astfel s-a studiat obţinerea unui floculant prin hidroliza parţială a poliacrilamidei, produs a cărui tehnologie de preparare a fost rezolvată prin lucrări de cercetare efectuate anterior.

Din indicaţiile din literatură, poliacrilamida hidrolizată parţial are o acţiune de floculare mai bună decît poliacrilamida ca atare şi acest lucru se remarcă în special în cazul floculării caolinului care, spre deosebire de alte minerale, prezintă aspecte dificile în procesul de sedimentare.

Îmbunătăţirea acţiunii de floculare a poliacrilamidei prin hidroliză parţială se datoreşte faptului că intercalarea grupelor carboxil printre grupele amido- face ca tendinţa de asociaţie intermoleculară solid-polimer să crească. Acest lucru se explică pe de o parte prin faptul că legătura de hidrogen în cazul grupei carboxil este mai activă datorită puternicei electronegativităţi a atomului de oxigen legat în această formă, decît legătura de hidrogen a grupei amido-, care este mai slabă datorită slabei electronegativităţi a oxigenului. Pe de altă parte intercalarea grupelor carboxil printre grupele amido- produce o scădere a tendinţei de asociaţie intermoleculară a grupelor carboxil, care din cauza activităţii pronunţate pe care o au, prezintă tendinţa foarte pronunţată de a se asocia între ele, ceea ce ar produce o scădere a acţiunii de floculare.

Hidroliza parţială a poliacrilamidei constă în transformarea unei părţi din grupările amido- în grupări carboxilice, iar formula produsului este de forma:



$-CH_2-\underset{\substack{|\\ COONa}}{CH}-CH_2-CH_2-\underset{\substack{|\\ CONH_2}}{CH}-\underset{\substack{|\\ CONH_2}}{CH}-CH_2-\underset{\substack{|\\ CONH_2}}{CH}-\underset{\substack{|\\ COONa}}{CH}-$

Obținerea acestui polimer necesită două faze:

— polimerizarea acrilamidei;
— hidroliza poliacrilamidei.

A. Polimerizarea acrilamidei s-a făcut în prezență de persulfat de potasiu și tiosulfat de sodiu. La 100 g soluție apoasă de 10% acrilamidă purificată s-a adăugat 0,703 moli persulfat de potasiu și 0,703 moli de tiosulfat de sodiu. Amestecul s-a lăsat să stea la temperatura camerei (25°C) pînă a doua zi (24 ore). Se obține o masă vîscoasă, incoloră, perfect limpede.

Greutatea moleculară a polimerului a fost de circa 70 000.

B. Operația de hidroliză se realizează prin tratarea cu hidroxid de sodiu a polimerului. Aceasta s-a realizat în două variante și anume una la temperatura camerei timp de 24 ore și alta la fierbere timp de 5 ore. Prima variantă necesită un exces mare de hidroxid de sodiu. Astfel, pentru a obține un grad de hidroliză de circa 20% este necesară o cantitate de hidroxid de sodiu ca pentru o hidroliză totală. Prelungirea timpului de hidroliză în aceste condiții nu duce la o creștere apreciabilă a gradului de hidroliză. Prin varianta a doua gradul de hidroliză dorit se poate obține cu un mic exces de hidroxid de sodiu de ordinul a cîteva procente. Astfel, dacă se adaugă 50% din cantitatea de hidroxid de sodiu necesară pentru hidroliza totală se obține un grad de hidroliză cuprins între 40 și 48%.

După cum se vede dacă prima variantă necesită condiții de lucru mai avantajoase, cea de a doua prezintă un consum mai mic de reactivi.

Prin hidroliză aspectul polimerului nu se modifică rămînînd tot ca o masă vîscoasă, incoloră, perfect limpede.

Gradul de hidroliză s-a determinat prin titrare cu acid clorhidric în prezență de fenolftaleină, iar valoarea gradului de hidroliză s-a obținut cu ajutorul formulei:

$$\%\text{hidroliză} = \frac{\text{m. eq. NaOH} - \text{m. eq. HCl}}{\text{m. eq. amidă inițială}}\,100$$

Pentru a se studia felul cum variază acțiunea de floculare cu gradul de hidroliză, s-au preparat poliacrilamide hidrolizate între 20 și 70%. Acestea au fost încercate pe barbotine caolinoase de Aghireș, stabilindu-se că efectele de floculare cele mai bune sînt legate de grade de hidroliză cuprinse între 20 și 40%.

Încercări de floculare cu poliacrilamidă hidrolizată parțial (30%) comparativ cu Separanul NP-10 și Sedipur s-au efectuat la I. M. Aghireș, stabilindu-se că poliacrilamida hidrolizată 30% are o acțiune de floculare similară cu a Separanului și ceva mai bună ca a Sedipurului.

Sub aspect economic menționăm faptul că operația de hidroliză este simplă și ușor de realizat, neimplicînd o aparatură complicată și reactivi costisitori.

Analiza mineralogică cantitativă a probelor tehnologice de minereuri

Ing. *I. NIȚULESCU*,
ing. *ANA MOCANU*,
ing. *LIVIA FILIPEANU*,
geolog, *LUCIA ANGHEL* și
ing. *ECATERINA SAPORTA*

Repartiția elementelor utile pe diverșii componenți mineralogici reprezintă o caracteristică de bază pentru stabilirea fluxurilor tehnologice de valorificare a minereurilor.

Prin analiza mineralogică se stabilește compoziția mineralogică a unui minereu care, corelată cu analiza chimică, dă posibilitatea efectuării unei analize raționale în care se specifică repartiția cantitativă a fiecărui element pe minerale.

Atunci cînd se urmărește valorificarea unui element legat de un anumit mineral, ca în cazul distenului, minereurilor de fier, serpentinelor cu magnezit, sărurilor de potasiu etc., analiza mineralogică înlocuește în mare măsură analiza chimică.

Utilitatea analizei mineralogice, atît pentru stabilirea fluxurilor tehnologice de valorificare a minereurilor, cît și pentru urmărirea produselor de preparare, pe parcursul fluxurilor tehnologice, a impus găsirea unor metode de analiză mineralogică mai rapide și mai eficace decît metoda clasică.

Metoda de analiză mineralogică cantitativă clasică constă din integrarea sub microscop cu ajutorul mesei de integrare, a mesei glisante, sau a rețelei patratice, a suprafețelor particulelor fiecărui mineral în parte. Rezultatele obținute, corectate în funcție de greutatea specifică a diverselor minerale, reprezintă proporția în probă a fiecărui mineral. Dezavantajul acestei metode constă în faptul că necesită o durată lungă de studiu microscopic, deoarece pentru evitarea erorilor este necesară parcurgerea unui număr mare de secțiuni. De asemenea, metoda poate da erori mari, în cazul minereurilor cu granulație foarte variată și în cazul minereurilor cu conținuturi reduse, și nu dă rezultate în cazul minereurilor care conţin minerale cu proprietăţi cristalo-optice asemănătoare.

Ţinîndu-se seamă de toate acestea (pe de o parte necesitatea analizei mineralogice cantitative în stabilirea şi urmărirea fluxurilor tehnologice de valorificare a minereurilor şi pe de altă parte de dezavantajele metodei de analiză mineralogică clasică prin integrare) a fost necesar să se facă apel la metode complexe, fizicochimice, mecanice şi mineralogice.

Avînd în vedere numeroşi factori specifici fiecărei probe de minereu — compoziţia mineralogică, relaţiile structurale dintre minerale etc., — şi implicit scopul valorificării fiecărei probe de minereu în parte, nu se poate preciza o metodă universală. Totuşi există o metodologie de principiu, care constă în corelarea proprietăţilor fizico-chimice (greutate specifică, proprietăţi magnetice, luminiscenţă, friabilitate, solubilitate etc.) şi caracteristicile mineralogice (determinări calcografice şi petrografice, relaţii structurale dintre minerale etc.), cu analiza chimică.

Metodica urmăreşte în principal determinarea cantitativă a mineralului interesant din punctul de vedere al valorificării şi are în vedere, de asemenea, mineralele care pot influenţa pozitiv sau negativ fluxul tehnologic. În acest sens, există cazuri în care se foloseşte numai corelarea a doi parametri şi anume a caracteristicilor mineralogice cu analiza chimică (cazul minereurilor complexe de Pb, Cu, Zn) sau corelarea caracteristicilor mineralogice cu anumite proprietăţi fizico-chimice specifice (determinarea zirconiului) şi cazuri cînd este necesară corelarea în ansamblu a celor trei parametri — proprietăţi fizico-chimice, caracteristici mineralogice şi analiza chimică — (cazul determinării sărurilor de potasiu, determinarea titaniului din aluviuni etc.).

Menţionăm că pentru studiul diverselor substanţe minerale utile supuse cercetărilor de valorificare în cadrul ICEMIN, s-au stabilit metode specifice de determinare cantitativă după aceeaşi metodologie de principiu.

În continuare prezentăm pe scurt cîteva dintre metodele aplicate cu rezultate bune în cadrul laboratorului de mineralogie ICEMIN, şi anume metodele de determinare cantitativă a probelor tehnologice de minereuri neferoase, a hidromagneziului din serpentine, a minereurilor cu caracter detritic sedimentar de tipul aluviunilor cu Ti şi Zr şi a nisipurilor, a zirconiului (SiO_4Zr) din aluviuni, a distenului din micaşisturi şi a sărurilor de potasiu.

Analiza mineralogică cantitativă a probelor tehnologice de minereuri neferoase

Metoda aplicată în cazul minereurilor neferoase constă în corelarea caracteristicilor mineralogice cu analiza chimică.

Mineralogic se determină în secţiuni-brichete speciile minerale şi proporţia aproximativă în care apar, forma lor de prezentare şi relaţiile structurale dintre ele. Corelarea acestor date cu analiza chimică generală, permite efectuarea analizei raţionale în care se specifică pentru fiecare element de care anume minerale este legat şi în ce proporţie, astfel determinîndu-se raportul cantitativ dintre mineralele din probă.

Cunoaşterea, pe de o parte a mineralelor care alcătuiesc proba şi pe de altă parte a analizei chimice generale, face posibilă determinarea proporţiei fiecărui mineral în parte pe baza formulei:

$$m = \frac{100}{M} \cdot C_M$$

în care:

M este conţinutul de metal din mineral;

C_M — conţinutul de metal din probă.

Metoda de determinare cantitativă a hidromagnezitului din serpentine

În anul 1962 în planul de lucru al ICEMIN a fost introdusă problema preparării serpentinelor cu magnezită în vederea obţinerii unor concentrate bogate în carbonaţi de magneziu, la un preţ de cost convenabil, care să înlocuiască parţial importul acestei materii prime.

În cadrul acestei probleme, laboratorul de mineralogie a avut ca sarcină efectuarea unui studiu mineralogic asupra a două probe tehnologice de serpentinit, precum şi urmărirea produselor de preparare pe tot parcursul fluxului tehnologic.

Probele tehnologice studiate au fost asemănătoare în ce priveşte compoziţia şi structura mineralogică şi reprezentau un serpentinit alterat în care principalele minerale au fost serpentina Mg 6 $(Si_4O_{10})(OH)_8$ (65—75%) şi hidromagnezitul şi magnezitul $Mg_5(OH)_2(CO_3)_4.4H_2O$—$MgCO_3$ (15—20%).

Urmărirea mineralogică a rezultatelor diverselor încercări de preparare prin metode directe (clasice) de analiză (integrări pe secţiuni subţiri) ar fi fost foarte dificilă pentru că necesita confecţionarea unui număr mare de secţiuni şi multe ore de cercetare. În afară de aceasta era dificil de efectuat o analiză chimică raţională a magneziului, acesta fiind legat atît de serpentină cît şi de hidromagnezit, respectiv magnezită.

Pentru înlăturarea acestor dificultăţi şi urmărirea rapidă a produselor de preparare s-a încercat o metodă indirectă, bazată pe analizarea chimică a două elemente conducătoare, uşor de determinat, SiO_2 şi P.C. care sînt în strînsă dependenţă. Metoda se bazează pe corelarea caracteristicilor mineralogice cu analiza chimică.

În acest sens s-a întocmit o serie de diagrame de corelație între SiO_2 și P.C. și proporția de silicați, carbonați de magneziu și conținutul de MgO corespunzător diverselor produse.

Diagramele au fost construite pe baza datelor din tabela 1 sintetică — în care se specifică la anumite proporții de silicați și carbonați de Mg, conținuturile corespunzătoare în P.C., MgO și SiO_2 ținîndu-se în același timp seamă, atît de compoziția mineralogică a probei studiate, cît și de analiza rațională.

Rezultatele obținute prin interpretarea acestor diagrame au un grad de aproximație ce se încadrează în limitele de eroare ale analizelor chimice pentru SiO_2, P.C. și MgO.

Interpretarea calității produselor obținute se bazează pe următoarele considerente :

— gradul de îmbogățire în carbonați este proporțional cu P.C. ;

— gradul de impurificare al concentratelor de carbonați este direct proporțional cu conținutul în SiO_2.

Diagrama din figura 1 este utilă pentru verificarea conținuturilor în SiO_2 și P.C. determinate chimic.

Cu ajutorul acestei diagrame, cunoscînd una din valori, se poate determina cealaltă.

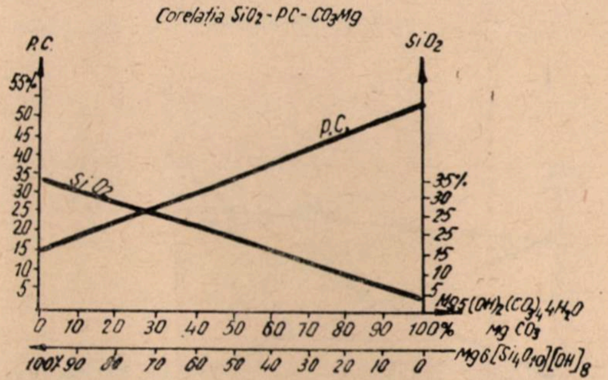


Fig. 2. Diagrama pentru determinarea proporției de carbonați și silicați de magneziu în funcție de conținutul în SiO_2 și P. C. al probelor.

Tabela 1

Nr. crt.	Carbonații de Mg, %		100	75	50	25	0	Observații
1	Silicați de Mg		0	22,5	45	68	90	diferența de 10 % reprezintă mineralele de fier : magnezit iddingsit și limonit
2	Pierderi calcinare P.C. III % din	carbonați P.C.(K)	54	40,50	27,0	13,5		
		Silicați P.C.(S)		3,7	7,4	11,04	14,74	
		Total P.C.(T)	54	44,2	34,4	24,54	14,74	P. C. din serpentină relativ alterată
3	MgO, % din	carbonați MgO (K)	46	34,5	23,0	11,5		
		silicați MgO (S)	0	9	18	27	36,5	
		Total MgO (T)	46	43,5	41,0	38,5	36,5	
4	SiO_2, %		3	10,57	18,05	25,75	35	3 % SiO_2 reprezintă silicea coloidală în carbonați

De aici se vede că silicea și pierderile prin calcinare sînt într-un raport invers proporțional.

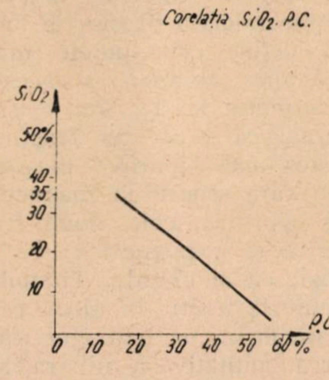


Fig. 1. Diagrama corelației dintre SiO_2 și P. C.

Cu ajutorul diagramei din figura 2, cunoscînd SiO_2 și P.C., se poate determina direct proporția de carbonați și silicați din proba respectivă. Valorile P.C. din diagramă variază de la 15,5% (conținutul corespunzător la 0% carbonați și la 90% silicați) pînă la 54% — corespunzător celor mai curate concentrate de carbonați. Valorile SiO_2 din diagramă variază de la 3% (pentru concentratele cele mai pure de carbonați), reprezentînd silicea coloidală rezultată din procesul de carbonatare al serpentinei, pînă la 35%, corespunzător probelor lipsite de carbonați.

Din diagrama din figura 3 se poate determina fie proporția de minerale, cunoscînd conținutul total de MgO, fie conținutul de MgO și repartiția lui, cunoscînd proporția de minerale (determinată pe bază de SiO_2 şi P.C. cu ajutorul diagramei 2 sau mineralogic).

Cu ajutorul diagramei din figura 4, cunoscînd pierderile prin calcinare, se poate determina proporţia şi repartiţia P.C. pe aceste minerale.

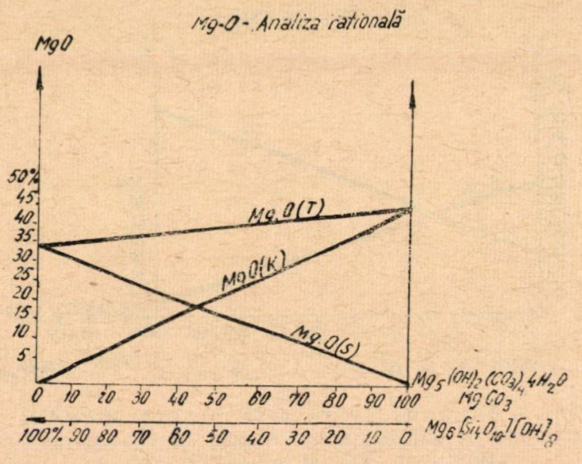


Fig. 3. Diagrama repartiţiei conţinutului de MgO pe carbonaţi şi silicaţi.

Toate determinările pe baza acestor diagrame sînt valabile numai pentru probe similare cu cele două probe tehnologice studiate mineralogic. Aplicarea în extindere şi pe alte probe tehnologice este posibilă numai în urma studiului mineralogic.

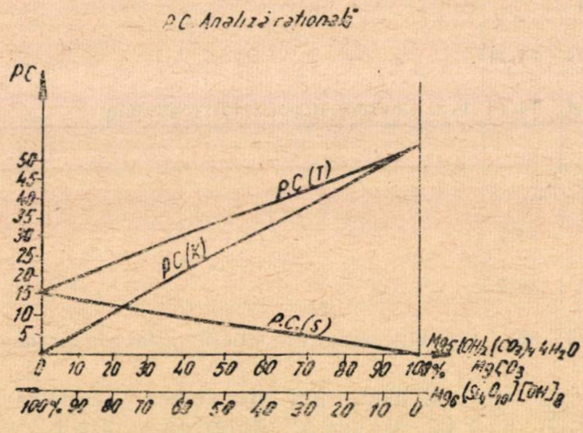


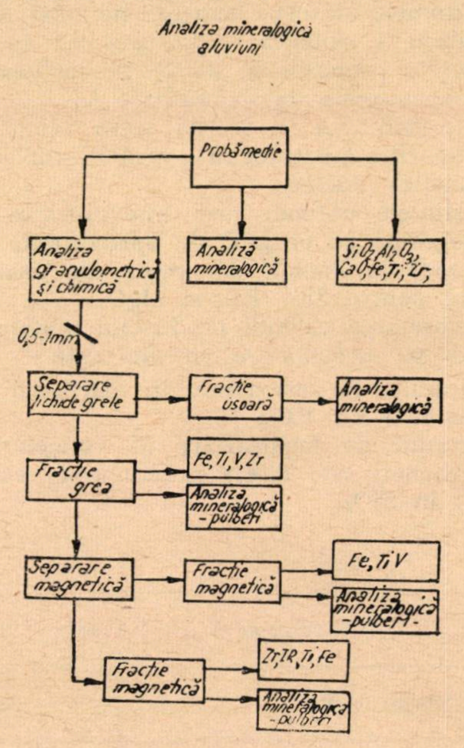
Fig. 4. Diagrama P. C.

Analiza mineralogică cantitativă a minereurilor cu caracter detritic — sedimentar — de tipul aluviunilor cu Ti şi Zr şi a nisipurilor

Metoda constă în corelarea caracteristicilor fizico-chimice şi mineralogice ale mineralelor interesante din punctul de vedere al valorificării cu analiza chimică.

Metoda urmăreşte în principiu schema generală redată în figura 5.

Proba medie este supusă unei analize granulometrice, iar pe fiecare clasă se fac observaţii mineralogice şi analize chimice pentru elementele caracteristice conform cu scopul cercetărilor, pentru a se stabili dimensiunea la care mineralele apar dezasociate şi conţinutul pe clase în elementul valorificabil.



Analiza mineralogică aluviuni
Probă medie
Analiza granulometrică şi chimică
Analiză mineralogică
SiO2 Al2O3, CaO, Fe, Ti, Zr,
0,5-1mm
Separare lichide grele
Fracţie uşoară
Analiza mineralogică
Fracţie grea
Fe, Ti, V, Zr
Analiza mineralogică - pulberi
Separare magnetică
Fracţie magnetică
Fe, Ti V
Analiza mineralogică - pulberi -
Fracţie magnetică
Zr, TR, Ti, Fe
Analiza mineralogică - pulberi

Fig. 5.

Analiza chimică a probei medii de aluviuni, necesară corelării cu observaţiile mineralogice, constă din determinări cantitative pentru SiO_2 Al_2O_3, CaO, Fe, Ti şi Zr.

S-a constatat că mineralele interesante pentru valorificare (cu conţinut de Ti şi Zr) au tendinţa de acumulare în clasele mici (< 1 mm) şi totodată la această dimensiune majoritatea mineralelor sînt dezasociate.

Pe aceste considerente se stabilesc pentru fiecare probă clasele care deţin masa principală a elementului valorificabil şi în continuare aceste clase se separă în lichide grele (bromoform, $\gamma = 2{,}9$) obţinîndu-se două fracţii: uşoară şi grea. În fracţia uşoară se concentrează cuarţul, feldspatul şi eventual calcitul, determinîndu-se prin analiză mineralogică proporţia lor în probă. Fracţia grea deţine principalele minerale de Ti şi Zr. Analiza chimică a acestei fracţii urmăreşte conţinutul în Ti, Fe, V şi Zr. Prin analiza mineralogică a acestei fracţii se stabileşte necesitatea unei separării magnetice.

În cazul în care separarea magnetică se dovedeşte a fi oportună, cele două fracţii obţinute (magnetică şi nemagnetică) se analizează atît mineralogic cît şi chimic. Titanul se poate dispersa în ambele fracţii în timp ce zirconiul se concentrează în fracţia nemagnetică.

Determinarea cantitativă a mineralelor cu conţinut de titan din aceste fracţii se face prin corelarea analizelor mineralogice cu analizele chimice.

În determinarea cantitativă a zirconiului se utilizează luminescența granulelor de zirconiu la iradiere cu raze ultraviolete prin comparare cu probe etalon.

Aplicarea acestor procedee complexe în determinările mineralogice cantitative s-a dovedit a fi deosebit de utilă și eficace în cazul minereurilor cu conținuturi reduse.

Această metodă a fost aplicată în cadrul aluviunilor metalifere, precum și la toate nisipurile din țară analizate pentru turnătorie și sticlărie.

Metoda de determinare cantitativă a zirconiului (SiO_4Zr)

Metoda aplicată în determinarea cantitativă a zirconiului (SiO_4Zr) se bazează pe proprietatea fizică a acestui mineral de a fi luminescent sub influența razelor ultraviolete emise de o lampă de cuarț cu vapori de mercur.

Avînd în vedere cantitatea redusă în care se găsește zirconiul în aluviuni, se impune o concentrare prealabilă, aceasta realizîndu-se printr-o clasare granulometrică și printr-o separare în lichide grele a acestei clase.

Metoda constă în simpla comparare sub influența razelor ultraviolete a produsului al cărui conținut în zirconiu vrem să-l determinăm, cu probe etalon.

Probele etalon sînt comparabile cu produsele de zirconiu, fiind constituite din nisip cu granulație sub 0,25 mm, la care a fost adăugat, pe bază de cîntăriri precise, zirconiu în proporții diferite. Astfel au fost realizate probe etalon cu următoarele conținuturi în zirconiu: 0,5, 1, 2, 3, 5, 10, 15, 20, 30, 40, 50, 60, 70, 80, 90, 95% SiO_4Zr.

Metoda se aplică numai în cazul produselor cu conținut în zirconiu de peste 0,5%. Erorile acestei metode variază în funcție de conținutul de zirconiu din probă și anume la conținuturi mici se pot face erori mari, iar la conținuturi mari erorile sînt mai mici.

Metoda este deosebit de utilă și avantajoasă, permițînd urmărirea rapidă a conținutului în zirconiu, din numeroasele produse obținute pe parcursul stabilirii fluxului tehnologic, înlocuind cu succes analiza chimică care în cazul Zr este greoaie, necesită timp îndelungat și nu dă rezultate bune în special la conținuturi mici.

Analiza mineralogică cantitativă a distenului din micașisturi

Analiza mineralogică cantitativă a distenului se bazează pe proprietățile fizico-chimice și caracteristicile mineralogice ale acestui mineral și ea se efectuează după metoda redată în figura 6.

Materialul este sfărîmat la 3 mm, sfărîmare impusă de dimensiunile cristalelor de disten (> 2 mm) și de gradul de asociere al lui cu celelalte minerale componente ale rocii. Printr-o sfărîmare selectivă a probei circa 90% din disten se acumulează în clasa 1—3 mm.

La o sfărîmare mai mare de 3 mm distenul apare asociat cu alte minerale (mică, cuarț etc.) și dă erori la separarea acestuia în lichide grele, iar printr-o sfărîmare mai avansată distenul, acumulîndu-se în clasele fine, produce dificultăți la separarea lui la lupa binoculară și microscop.

Pentru analiza mineralogică cantitativă, este necesară o probă medie de circa 500 g.

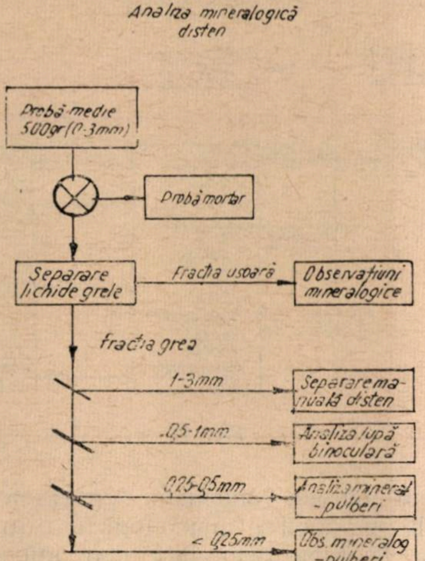


Fig. 6.

Din această cantitate, prin metoda sferturilor, se păstrează o jumătate ca probă martor, iar cealaltă jumătate se separă în lichide grele, cu greutatea specifică de 2,81—2,90 g/cm^3.

Prin separare se obțin două fracții: fracția ușoară și fracția grea. Fracția ușoară este supusă unor observații mineralogice pentru a verifica lipsa distenului, iar fracția grea este separată cu ajutorul unor site, în următoarele clase granulometrice: 1—3, 0,5—1, 0,25—0,5 și 0,25 mm, care se cîntăresc pentru a se stabili extracția în greutate a lor.

Fiecare clasă în parte este apoi analizată mineralogic astfel:

— din *clasa* 1—3 mm se alege manual distenul și prin cîntărire se obține procentul de disten în clasa respectivă;

— *clasa* 0,5—1 mm este analizată sub lupa binoculară unde se citesc circa 20 cîmpuri la măriri de 10 × pe preparatele făcute și prin integrare sau numărătoare se află procentul de disten;

— *clasa* 0,25—0,5 mm se analizează sub microscop citindu-se circa 25 de cîmpuri la măriri de 25 × pe preparate confecționate din pulberi (procentul de disten se află de asemenea prin integrare);

— *clasa* mai mică de 0,25 mm este supusă unor observaţii mineralogice la microscop şi prin aprecieri se determină conţinutul în disten.

Ţinîndu-se seamă de extracţia în greutate a claselor şi de conţinutul în disten al clasei, se calculează conţinutul mediu total de disten al probei analizate.

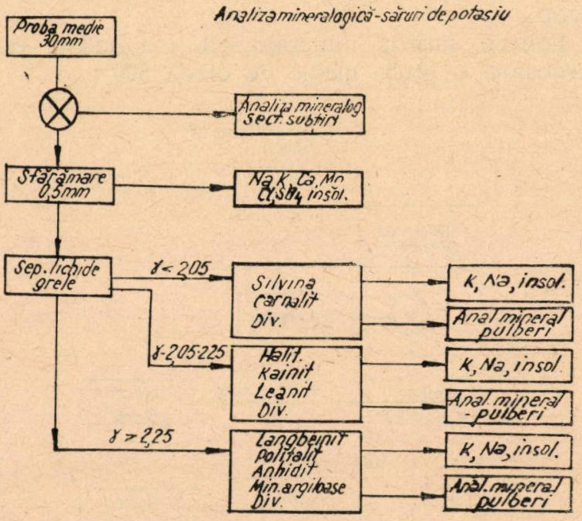


Fig. 7.

Această metodă combinată, separarea în lichide grele şi analiza mineralogică prin alegere manuală la lupa binoculară sau microscop, a fost necesară în momentul în care prin separarea în lichide grele a materialului o dată cu distenul s-a separat şi o serie de minerale cu greutate specifică mare.

Materialul mai mic de 0,25 mm produce dificultăţi, atît la separarea în lichide grele, cît mai ales la observaţiile mineralogice sub microscop.

Metoda arătată mai sus înlocuieşte analiza chimică, acest lucru fiind impus de următorii factori:

— dificultatea analizelor raţionale de Al_2O_3 (prezent în disten, mică, feldspaţi etc.);

— rezistenţa foarte mare a distenului la atacul cu reactivi (dezagregările cu HF ducînd la deteriorarea creuzetelor de platină);

— confecţionarea dificilă a secţiunilor subţiri din micaşisturile cu disten.

Metoda de determinare cantitativă a sărurilor de potasiu

Pentru determinarea compoziţiei mineralogice cantitative a probelor de săruri s-a întrebuinţat o metodă complexă bazată pe proprietăţile fizico-chimice şi caracteristicile mineralogice corelate cu analiza chimică. Această metodă constă în separarea selectivă a probei în lichide grele pe fracţii densimetrice, respectiv grupe de minerale şi analizarea acestora, atît mineralogic (optic), cît şi chimic.

În final se face corelarea rezultatelor diferitelor fracţii cu analiza chimică generală, efectuată pe proba medie (fig. 7).

Pe proba medie (30 mm) se efectuează o analiză mineralogică pe secţiuni subţiri pentru determinarea caracteristicilor structurale, grad de asociere şi informativ compoziţia mineralogică.

În continuare proba medie se sfărîmă la 0,5 mm, după care o parte din material se analizează chimic pentru Na, K, Ca, Mg, SO_4 şi Cl şi insolubil, în acid azotic, iar din rest se fac separări de lichide grele, obţinîndu-se trei fracţii, respectiv trei grupe de minerale:

1. $\gamma < 2,05$ — silvină,
carnalit,
diverse minerale de alterare;
2. γ 2,05—2,25 — halit,
kainit,
leonit,
diverse;
3. $\gamma > 2,25$ — langbeinit,
polihalit,
anhidrit,
minerale argiloase,
diverse.

Fiecare fracţie va fi analizată chimic pentru Na, K şi insolubil şi mineralogic pentru stabilirea compoziţiei mineralogice. Tot prin analiza mineralogică se vor face determinări cu lichide de imersie în pulberi, pentru precizarea compoziţiei mineralogice şi cu ajutorul indicilor de refracţie a mineralelor respective.

Corelarea rezultatelor (chimice şi mineralogice) se face prin repartizarea fiecărui element pe mineralele determinate şi proporţional cu raportul lor în probă.

De exemplu la fracţia I ($\gamma < 2,05$) mineralele prin determinarea anizotropiei se împart în două grupe:

a) silvină — izotropă
b) carnalit — anizotrop
c) diverse

Între aceste două grupe, potasiul se repartizează proporţional cu conţinutul său în fiecare mineral.

Dezavantajele metodei constau în faptul că în timpul lucrului, pentru a preveni anumite erori obiective, trebuie să se ţină seamă de următoarele considerente:

— lichidul cu care se face separarea trebuie verificat de fiecare dată deoarece îşi schimbă greutatea specifică;

— concrescenţa înaintată a mineralelor împiedică separarea lor riguros în cele trei clase;

— mineralele din grupa evaporitelor se alterează foarte uşor din cauza umidităţii aerului, schimbîndu-şi prin aceasta greutatea specifică.

Cu toate acestea, datorită proprietăţilor cristalo-optice asemănătoare a mineralelor din această grupă şi solubilităţii lor, care face dificilă confecționarea secțiunilor microscopice, metoda clasică mineralogică nu dă rezultate, singura metodă eficientă pentru determinarea compoziției mineralogice cantitative fiind cea expusă mai sus.

Această metodă s-a aplicat cu succes în studiul probelor tehnologice și al produselor de la prepararea mecanică și chimică a acestor săruri.

Determinările cantitative, rezultate prin aplicarea metodologiei expuse, au stat la baza cercetărilor de preparare efectuate în cadrul ICEMIN, ușurînd urmărirea fluxurilor tehnologice și interpretarea rezultatelor obținute.

Astfel, în problema distenului s-a stabilit că conținutul mediu în disten al probelor tehnologice este de 6,5—7,5%, iar în diversele produse conținutul a variat de la 0,5 la 90%.

În problema aluviunilor titanifere, a fost posibilă determinarea repartiției conținutului redus de Ti (0,5—0,8%) pe mineralele componente (ilmenit, titanomagnetit, sfen, hematito-ilmenit, fero-ilmenit, amfiboli etc.).

În subprodusele de la valorificarea titanului din aluviuni s-au determinat conținuturi în zirconiu variind de la 0,5—95%.

În serpentinele cu hidromagnezit s-a determinat repartiția Mg pe principalele minerale din probele tehnologice și din produsele de preparare. S-au stabilit conținuturi în carbonați de magneziu de 10—15% în probele tehnologice și de 1—94% în produsele de preparare.

În cazul sărurilor de potasiu s-au putut determina sorturile tehnologice după compoziția mineralogică urmărindu-se de asemenea repartiția K pe diversele produse de la prepararea mecanică și chimică.

Aspecte economice ale preconcentrării în medii dense a unor minereuri neferoase

Ing. *I. MARIN* și
ing. *M. SIVRIU*

Mecanizarea proceselor miniere de extracție a minereurilor a avut pe lîngă o serie de efecte salutare — creșterea productivității muncii și reducerea efortului fizic al lucrătorilor — și unul mai puțin satisfăcător — creșterea proporției de steril în minereul exploatat.

Sporirea cantităților de minereu extras în unitatea de timp din locurile de producție, ca urmare a creșterii productivității muncii în urma mecanizării, spațiul redus al locurilor unde se desfășoară munca și timpul scurt în care trebuie evacuat minereul produs fac aproape cu neputință alegerea sterilului din minereu la fața locului de muncă, așa cum se proceda înainte.

S-a căutat atunci ca această operație să se efectueze la suprafață și în mod mecanizat, ajungîndu-se astfel la procedeul de eliminare a sterilului din minereu, procedeu cunoscut sub denumirea de preconcentrare în medii dense, aplicabil minereurilor care îndeplinesc anumite condiții.

În anii 1962 și 1963 în cadrul Institutului de cercetări miniere s-a efectuat o serie de încercări cu care ocazie au fost examinate un număr de 25 de minereuri.

Încercările au dovedit că numai unele dintre minereuri sînt apte a li se aplica preconcentrarea în medii dense.

Aceste minereuri au fost încercate și în stația pilot a institutului cu excepția unui minereu care a fost cercetat numai în laborator.

Ca mediu dens s-a folosit o suspensie în apă de ferosiliciu fin granulat căreia i s-a adăugat 0,5—0,9% bentonită pentru asigurarea stabilității și sodă calcinată pentru menținerea unui *p*H ușor alcalin (7—8). Consumul de ferosiliciu a fost de 400 grame pe tona de minereu.

Calculul economic pe care-l prezentăm se referă numai la cele șase categorii de minereuri care s-au dovedit apte ca din punct de vedere tehnic să fie supuse operației de preconcentrare cu precizarea că operația de preconcentrare s-a studiat combinat: în mediu dens pentru materialul de granulație mai mare (peste 5 mm) și prin zețaj pentru materialul mărunt; rezultatele la care s-a ajuns reprezintă însumarea aplicării celor două procedee.

Pentru a fi supuse preconcentrării, minereurile trebuie să fie presfărîmate la o granulație în general mai mare decît aceea care se realizează astăzi în instalațiile de presfărîmare care deservesc instalațiile respective de preparare.

La încercările de preconcentrare efectuate, minereurile au fost presfărîmate în modul următor:

- — minereurile E și D la 20 mm;
- — minereurile C și B la 30 mm;
- — minereul A la 40 mm.

Minereul presfărîmat a fost despărțit în trei clase granulometrice și dirijat:

- — cel cu granulația peste 5 mm la aparatura de preconcentrare în mediu dens;
- — cel cu granulație între 1 și 5 mm la aparatele de zețaj;
- — materialul sub 1 mm direct la moara flotației.

Proporțiile de minereu supuse preconcentrării în mediu dens și zețaj au fost:

	în mediu dens	în zețaj	total
— minereul E	49,4	28,8	78,2
— minereul A	72,1	13,8	85,9
— minereul B	70,9	13,7	84,6
— minereul C	78,6	5,4	84,0
— minereul D	49,1	23,7	72,8
— minereul F	61,0	10,0	71,0

Tabela 1

Conținuturile minereurilor supuse încercărilor

Minereul	Conținuturile minereului, %			
	Pb	Cu	Zn	S
A	5,45	0,326	3,5	12,68
B	4,65	0,226	3,5	2,88
C	2,53	0,93	2,23	12,33
D	—	1,98	—	10,62
E	1,86	0,18	3,03	—
F	2,33	0,55	5,06	10,62

Prin efectul combinat al celor două procese de preconcentrare s-a eliminat ca material steril:

- — la minereul F, 25% din minereul intrat la presfărîmare;
- — la minereul C, 30% din minereul intrat la presfărîmare;
- — la minereul D, 37% din minereul intrat la presfărîmare;
- — la minereul A, 41% din minereul intrat la presfărîmare;
- — la minereurile E și B, 42% din minereul intrat la presfărîmare.

Conținuturile minereurilor supuse încercărilor sînt indicate în tabela 1, iar în tabela 2 sînt prezentate comparativ conținuturile sterilelor eliminate prin preconcentrare și cele avute la instalațiile respective de preparare în semestrul I, 1963.

Pe baza conținuturilor din tabela 2 s-au calculat, prin diferență de conținut, pierderile metalice anuale care s-ar produce în plus prin aplicarea preconcentrării la capacitățile actuale de prelucrare ale instalațiilor respective.

Pornind de la aceste elemente tehnice se va arăta în continuare care va fi efectul economic al introducerii preconcentrării la fiecare dintre instalațiile de preparare care prelucrează minereurile ce au fost supuse încercărilor de preconcentrare.

★

Încercările efectuate n-au putut determina indicatorii tehnici necesari calculului prețului de cost al celor două operații de preconcentrare, așa că estimarea acestor costuri s-a făcut pe baza indicațiilor din literatură și prin asemănare cu instalațiile proiectate sau aflate în funcțiune în țara noastră.

Literatura de specialitate arată că la instalațiile de preconcentrare în medii dense aflate în funcțiune în străinătate, prețul de cost al preconcentrării se situează între 5 și 10% din prețul total de prelucrare a minereului.

Ținînd seamă de media prețului de cost al prelucrării minereurilor în anul 1963 la cele șase exploatări ale căror minereuri s-au studiat, s-a apreciat acest preț de cost la 10 lei pe tonă de minereu.

În proiectul întocmit de IPROMIN în anul 1960 pentru o instalație similară, prețul preconcentrării a fost evaluat la 8 lei pe tonă.

Capacitățile instalațiilor de preconcentrare care s-ar construi pentru minereurile studiate urmînd a fi relativ reduse, s-a luat în considerare, în calculele făcute, prețul de 12 lei pe tona de minereu.

Pentru aprecierea prețului de cost al zețajului s-au folosit elementele prețului de cost ale singurei instalații de zetaj pentru minereuri

Tabela 2

Conținuturile comparative ale sterilelor evacuate la preconcentrare și flotare directă

Minereul	Conținuturile metalice ale sterilelor							
	Pb		Cu		Zn		S	
	preconcentrare	flotare	preconcentrare	flotare	preconcentrare	flotare	preconcentrare	flotare
A	0,472	0,13	0,026	0,01	0,418	0,23	2,41	4,24
B	0,428	0,14	0,04	0,02	0,585	0,38	0,585	0,88
C	0,37	0,16	0,16	0,06	0,38	0,26	2,18	2,55
D	—	—	0,17	0,04	—	—	2,50	2,05
E	0,286	0,18	0,035	0,05	0,51	0,37	—	0,44
F	0,06	0,05	0,059	0,02	0,21	0,28	3,25	2,28

Tabela 3

Cheltuieli anuale de prelucrare fără și cu preconcentrarea prealabilă a minereului

Minereul	Cheltuieli anuale de prelucrare fără preconcentrare	Cheltuieli anuale de prelucrare cu preconcentrare					Valoarea pierderilor metalice	Total cheltuieli + pierderi	Minusuri sau plusuri anuale de cheltuieli la preconcentrare	Minusuri sau plusuri de cheltuieli pe tona de minereu	
		medii dense	zețaj	flotare	presfărîmarea sterilului evacuat	Total				lei	%
C	12 210 000	1 560 000	80 000	8 547 000	544 500	10 731 500	1 564 157	12 295 657	+ 85 657	+ 0,50	+ 0,67
A	10 560 000	1 140 000	180 000	6 040 000	702 000	8 062 360	1 350 977	9 413 337	−1 146 663	− 8,67	−10,86
B	7 260 000	1 404 000	240 000	4 210 800	277 200	6 132 000	1 637 572	7 769 572	+ 05 972	+ 3,00	+ 6,82
E	11 055 000	990 000	465 000	6 411 900	554 400	8 421 300	660 432	9 081 732	−1 973 268	−11,95	−17,84
D	9 400 000	588 000	240 000	5 922 000	324 000	7 074 000	911 203	7 985 203	−1 414 797	−14,15	−15,04
F	17 749 000	1 188 000	165 000	13 144 000	224 000	15 153 000	511 362	15 664 362	−2 084 638	−12,00	−11,31

care a funcționat în anul 1963, cea de la Iacobeni pentru minereuri de mangan, ajungîndu-se în felul acesta la estimarea prețului de 10 lei pe tonă de minereu.

Aceste evaluări de preț de cost le considerăm mult acoperitoare. Ele s-au considerat valabile pentru toate cele șase exploatări, întrucît capacitățile de prelucrare ale instalațiilor care s-ar construi nu diferă în limite prea mari de la o instalație la alta.

Pornind de la elementele de preț de cost ale preconcentrării, stabilite așa cum s-a arătat, de la prețul de cost al prelucrării minereului la fiecare din instalațiile actuale realizat în semestrul I 1963 și evaluînd pierderile metalice care survin în plus în sterilele preconcentrate cu prețurile de catalog, rezultatele prelucrării anuale fără preconcentrare și cu preconcentrare sînt prezentate în ansamblu în tabela 3.

Valoarea pierderilor metalice aduse de preconcentrare în plus peste acelea care s-ar realiza prin prelucrarea întregii cantități de minereu prin flotare, raportată la tona de minereu prelucrat pentru fiecare din cele șase minereuri se prezintă astfel :

— minereul F	3,09 lei ;
— minereul E	4,02 lei ;
— minereul D	9,11 lei ;
— minereul C	9,47 lei ;
— minereul B	9,92 lei ;
— minereul A	10,23 lei.

Valoarea acestor pierderi are un caracter indicativ pentru că ele au valabilitate numai în cazul cînd minereurile ar avea conținuturile probelor supuse încercărilor.

În realitate minereurile cu care sînt alimentate instalațiile de preparare au conținuturi mai reduse și în consecință valorile acestor pierderi vor fi și ele mai reduse.

Reducerea valorii pierderilor metalice, ca urmare a conținuturilor mai scăzute ale minereurilor supuse preconcentrării îmbunătățește efectele economice prezentate în tabela 3.

Constatările care se desprind din examinarea datelor din tabela 3 pot fi concretizate în felul următor :

— preconcentrarea, în condițiile în care a fost studiată, nu este recomandabilă pentru minereurile C și B pentru că aduce un plus de cheltuieli pe tona de minereu prelucrat de 0,50 lei, respectiv de 3 lei ;

— La celelalte patru minereuri, preconcentrarea aduce economii la prețul de prelucrare, față de prețurile respective din semestrul I 1963, de :

— 8,67 lei la minereul A sau 10,8% din prețul total al prelucrării ;

— 11,95 lei la minereul E sau 17,8% din prețul total al prelucrării ;

— 12,00 lei la minerul F sau 11,3% din preţul total al prelucrării ;

— 14,15 lei la minereul D sau 15,0% din preţul total al prelucrării.

Economiile indicate şi raporturile dintre ele au un caracter informativ pentrucă preţul operaţiilor de preconcentrare, care s-a considerat acelaşi la toate minereurile examinate va prezenta diferenţe de la o exploatare la alta, din cauza condiţiilor diferite în care se va putea introduce preconcentrarea în fluxul fiecărei instalaţii de prelucrare.

Asigurarea cu apă necesară în plus procesului de preconcentrare, evacuarea şi depozitarea sterilului rezultat vor duce, de asemenea, la investiţii şi amortismente deosebite şi în final la preţuri de cost ale preconcentrării diferite pe exploatări. Toate aceste variaţii ce pot surveni la preţul de cost nu pot însă schimba efectul pozitiv pe care-l poate aduce preconcentrarea.

— Introducerea preconcentrării în fluxul instalaţiilor de preparare duce la creşterea capacităţilor secţiilor de după presfărîmare cu 25—40 adică în proporţia cantităţilor de steril eliminate, iar capacităţile totale de alimentare cu minereu cu 30—70%.

★

Rezultatele încercărilor şi ale calculelor economice asupra acestor şase minereuri permit să se desprindă şi următoarele constatări cu caracter general :

— preconcentrarea începe să prezinte interes în cazul cînd sterilul evacuat depăşeşte 25% din tonajul de minereu introdus la presfărîmare ;

— preconcentrarea este mai avantajoasă la instalaţiile la care preţul de cost al prelucrării este mai ridicat ;

— cu cît pierderile metalice provocate de sterilul evacuat de la preconcentrare sînt mai reduse, cu atît efectul economic este mai bun ;

— condiţiile locale în care poate fi introdusă preconcentrarea în fluxul general al prelucrării sînt de natură să influenţeze în mod sensibil asupra efectului economic.

Problema introducerii preconcentrării trebuie examinată de la caz la caz ori de cîte ori se iveşte necesitatea majorării capacităţilor de prelucrare la o anumită instalaţie pentrucă ea este de natură să ducă la creşteri substanţiale de capacitate, cu cheltuieli de investiţii reduse.

Rezumatele celorlalte referate prezentate la sesiune

Studiul presiunii rocilor în minele de lignit

Ing. *D. CARPENIŞAN*,
ing. *C. DÎRDALA*,
ing. *M. PANAITESCU* şi
ing. *I. STĂTULESCU*

Cercetările în cadrul acestei probleme s-au desfăşurat după cum urmează:

La T. M. Argeş, măsurătorile au stabilit regimul de presiune manifestat în abatajul 601 sud, repartiţia sarcinii pe elemente de susţinere, precum şi dependenţa între presiunile înregistrate şi operaţiile ce au loc în abataj.

Media presiunilor înregistrate pe cei patru stîlpi a atins maxime de 13 tone pe stîlp. Cea mai mare valoare înregistrată a fost de 24 tone. Presiunea specifică a atins un maximum de 16,5 t/m^2. Măsurătorile de presiune au confirmat necesitatea stîlpului la front şi în general faptul că monografia de susţinere este judicios aleasă.

La T. M. Oltenia, măsurătorile de presiune s-au efectuat în abatajul III care are o lungime de 100 m şi este susţinut cu grinzi tubulare tip ICEMIN de 2,20 m şi stîlpi hidraulici tip Feromatic. Măsurătorile au avut aceleaşi obiective pe care le-au urmărit ca şi la mina Pescăreasa de la T. M. Argeş.

Cea mai mare valoare înregistrată a fost de 30 tone pe stîlp. În general valorile maxime au atins 18—20 tone pe stîlp. Cea mai ridicată presiune înregistrată a fost de 24 t/m^2. De asemenea s-au mai făcut măsurători şi în abatajul IV care are o lungime de 50 m şi este susţinut cu cadre păşitoare tip ICEMIN. Măsurătorile de presiune au stabilit regimul de presiune, repartiţia sarcinii pe susţinere şi dependenţa dintre presiunile înregistrate şi operaţiile care au loc în abataj. Media presiunilor înregistrate pe cei trei stîlpi GS ai unei rame a atins maxime de 17—18 tone pe stîlp. Cea mai mare presiune înregistrată pe stîlp a fost de 22 tone.

Aplicarea fotoelasticimetriei şi tensometriei la studiul tensiunilor din elementele de susţinere

Ing. *V. ANTOHI*,
ing. *V. PARASCHIV*,
ing. *T. TÖKES*,
ing. *D. VESCAN* şi
tehn. *M. PETRIŞOR*

Preocupările ICEMIN pentru studii fotoelastice au fost începute în anul 1961. În anul 1963 în cadrul ICEMIN s-a proiectat, pentru susţinerea definitivă a galeriilor săpate cu PK-3M (execuţie în condiţii geologice mai dificile), o monografie de susţinere constînd din elementul prefabricat de beton armat de vatră — de formă specială — şi din pereţi susţinuţi cu beton bătut.

Scara de modelare aleasă a fost 1 : 100 respectiv 1 : 50, iar pentru trecerea de la model la natură s-au folosit legile similitudinii.

Modulele de elasticitate ale elementelor din natură au fost stabilite ţinînd seamă de proprietăţile lor reale :

— argilă marnoasă, Er $= 260$ kg/cm^2 ;
— beton marca B 250, Eb $= 260\,000$ kg/cm^2 ;
— beton armat, Eba $= 355\,000$ kg/cm^2.

Roca s-a modelat din Vulcolan cu Emr $= 35$ kg/cm^2, iar betonul şi betonul armat din Araldit cu Emb $= 45\,000$ kg/cm^2.

Prin studiul preliminar al profilului nesusţinut, executate spre informare, s-a stabilit că treimea mediană a profilului circular (tavanul) este supus la tracţiune, solicitarea maximă fiind în dreptul cheiei, restul profilului fiind solicitat la compresiune. Punctul de inflexiune — de solicitare nulă a cămăşii lucrării — este dispus la 60° de la naşterea bolţii.

Variaţia eforturilor unite relative pe suprafaţa excavaţiei se înscrie într-o diagramă. De asemenea se reprezintă grafic izocromatele obţinute la diferite solicitări ale modelului excavaţiei susţinute.

Prelucrarea lor a dus la obţinerea diagramelor eforturilor unitare relative din intrados şi extradosul susţinerii şi a diagramei de variaţie a momentelor încovoietoare şi forţelor axiale din căptuşeala de beton.

Diagramele sînt utile şi în cazul stării elasto-plastice, deoarece prezintă valori orientative pe baza cărora proiectarea se poate realiza mult mai uşor.

Spre deosebire de tensometria pe modele (fotoelasticimetria), tensometria studiază elemente de construcţie şi organe de maşini reale, fie în funcţionare de regim, fie în stări de tensiuni artificial create. Ele sînt utile pentru a verifica solicitările reale ale organului, pentru determinarea mărimii sarcinilor care acţionează asupra unui element sau unor construcţii şi pentru stabilirea mărimii tensiunilor interne remanente din organele de maşini în procesul de fabricaţie.

Tensometria se bazează pe principiul proporţionalităţii deformaţiei cu solicitarea. Folosind teoria elasticităţii, pe baza valorii deformaţiilor stabilte prin măsurători, se pot calcula direcţia şi valoarea tensiunilor principale maxime.

În ceea ce priveşte studiul tensiunilor din elementele de susţinere, s-a considerat utilă studierea tensiunilor născute în diferitele părţi ale stîlpului, cu toc tubular, cu portanţă crescîndă.

Studiile în fază laborator s-au executat pe un prototip de stîlpi cu toc de 1,5 m în primă fază, în vederea stabilirii mărimii tensiunilor din brăţări. Valoarea tensiunii maxime s-a calculat pentru sarcina de 20 tone pe stîlp.

Folosirea în proiectare a valorii tensiunilor găsite prin cercetările tensometrice este posibilă în lumina stărilor de tensiune limită ale lui Mohr, stabilind coeficientul real de siguranţă. Cercetările continuă extinzînd numărul punctelor studiate.

Avantajele oferite de folosirea găurilor de mină lungi de 8—20 m la minele de minereuri

Ing. *I. BĂDESCU*

Tendinţa de modernizare continuă a metodelor de exploatare a dus, pe de o parte la mecanizarea principalelor operaţii din abataj, iar pe de altă parte, în cazul anumitor condiţii de zăcămînt, la schimbarea tehnologiei de lucru.

În această ultimă direcţie, se remarcă concepţia referitoare la lungimea găurilor de mină, concepţie care se bazează pe creşterea volumului de producţie pe metru de gaură şi pe unitate de timp. Caracteristica principală a unor astfel de metode de exploatare este aceea că, pentru abatarea minereului sînt folosite găuri de mină de lungimi cuprinse între 10—15 m, în funcţie de metoda sau varianta aleasă.

Împuşcarea se face pe tronsoane, pe verticală sau orizontală, în subetaj sau etaj.

Minereul rezultat este evacuat din abataj sub acţiunea greutăţii proprii.

Golurile create sînt lăsate ca atare, atunci cînd condiţiile de zăcămînt permit ; în caz contrar, spaţiile exploatate sînt rambleiate ulterior, sau lichidate prin prăbuşire — concomitent cu exploatarea.

Aplicarea metodelor de exploatare cu găuri de mină lungi în condiţii corespunzătoare permite intensificarea operaţiei de tăiere, măreşte capacitatea de extracţie, asigură creşterea productivităţii muncii şi reducerea preţului de cost, duce la concentrarea producţiei şi oferă o mai mare securitate a muncitorilor şi lucrătorilor.

Pentru aceasta sînt necesare următoarele :

— folosirea găurilor verticale sau înclinate, ascendente, paralele sau în evantai ;

— folosirea perforatoarelor de mare capacitate care să asigure viteze de perforare de 60—80 metri pe schimb.

Diametrul maxim al găurilor de mină va fi de 50 mm, fapt ce va duce la obţinerea unei granulaţii corespunzătoare, la creşterea productivităţii muncii — prin micşorarea procentului de supragabarite — la îmbunătăţirea atmosferei din mină.

Se preconizează utilizarea detonatoarelor cu întîrzieri de miimi de secundă, ceea ce va permite împuşcarea mai multor rînduri de găuri şi va atenua efectul seismic.

Consumul specific de exploziv calculat este de 0,8—1,0 kg/m^3.

În scopul obţinerii de economii se va studia şi experimenta utilizarea amestecurilor simple de explozivi, care să permită în acelaşi timp şi încărcarea lor în găurile de mină, în stare pulverulentă cu mijloace mecanizate.

Metode de exploatare preconizate de ICEMIN spre experimentare pentru zăcăminte de minereuri complexe

Ing. *A. IVANOVICI*,
ing. *I. BĂDESCU* şi
ing. *M. ZECIU*

Pentru a se obţine o productivitate mare la un preţ de cost scăzut, s-a preconizat aplicarea unor metode de exploatare de mare productivitate, care să asigure realizarea indicilor celor mai buni.

Din studiul tehnico-economic preliminar a reieşit că metoda de exploatare cu subetaje şi găuri de mină medii este cea mai avantajoasă.

În esenţă, metoda constă în a împărţi panoul de abataj cuprins între două orizonturi (etaje) în mai multe subetaje şi a abata rezerva aflată între aceste subetaje prin împuşcări masive, fie pe fiecare subetaj în parte, fie simultan pe toată înălţimea etajului. Minereul rezultat se colectează în pîlnii colectoare săpate la baza panoului de unde se încarcă în vagonete.

În lucrare se descrie modul de lucru şi organizarea propusă în vederea desfăşurării optime a lucrărilor.

Se preconizează o productivitate de 19,7 tone pe post şi o capacitate de producţie a unui abataj de 1 600 tone pe zi. Volumul de pregătiri este de 27 m^3/1 000 tone.

Cercetări hidrogeologice în zona carierelor Rovinari şi metode de asecare a acestora

Ing. *C. RĂDULESCU*

Lignitul constituie, alături de petrol, gaze şi energie hidraulică, una din cele mai importante surse de energie ale ţării noastre.

Printre zăcămintele de lignit dintre Dunăre şi Olt, a căror valorificare a început în ultimii ani în vederea asigurării C.E.T.-Craiova cu combustibil, un loc principal îl ocupă zăcămîntul Rovinari, care se află în condiţii hidrogeologice şi hidrologice grele.

Cercetările hidrogeologice efectuate de unităţile de explorare şi exploatare ale M.M.E.E., în perioada anilor 1956—1962 în zona carierelor de lignit Rovinari, au dus la următoarele concluzii :

— prezenţa apelor subterane în rocile acoperitoare, în intercalaţiile nisipoase dintre bancurile de lignit şi din culcuşul zăcămîntului (apele arteziene cu presiuni mari) constituie o primejdie, atît în timpul deschiderii, cît şi în timpul exploatării carierelor ;

— în vederea exploatării raţionale a zăcămîntului, se impune executarea unui mare volum de lucrări de asecare, atît în prealabil, cît şi paralel cu lucrările de deschidere şi exploatare ;

— există posibilitatea asecării tuturor formaţiunilor acvifere dezvoltate în zona Rovinari cu mijloacele tehnice de care dispune ţara noastră, eficienţa economică a lucrărilor de asecare fiind acceptabilă.

Calculele economice făcute pe baza propunerilor autorului în cadrul proiectului de asecare pentru zona Cicani şi la prima variantă a proiectului de ansamblu pentru cariera I (Gîrla Bălăceşti) arată că participarea cheltuielilor de asecare la preţul de cost al unei tone de lignit reprezintă circa 8—10%. În ceea ce priveşte investiţiile, cota cheltuielilor de asecare reprezintă 13—14% din totalul investiţiilor.

Se menţionează că la carierele de cărbune brun din bazinele Moscovei şi Niprului (U.R.S.S.), situate de asemenea în condiţii hidrogeologice grele, s-au realizat următorii indici : 12—14% cota lucrăriior de asecare în cadrul investiţiilor pentru deschiderea unei cariere şi 8—11% — cota lucrărilor de asecare în preţul de cost al cărbunelui, cifre care sînt sensibil egale cu cele obţinute pentru carierele Rovinari.

Din analizele economice făcute rezultă că zăcămîntul de lignit de la Rovinari, cu toate condiţiile hidrogeologice grele, poate să fie exploatat în carieră în mod rentabil.

Determinări de laborator pentru stabilirea parametrilor principali necesari exploatării sării prin sonde

Ing. *M. DOGARU*,
ing. *L. WEISSMAN* şi
tehn. *I. SOLOMONOVICI*

Cercetările executate în solventul static, pentru stabilirea vitezelor de dizolvare a sării, au arătat că vitezele de dizolvare din zăcămintele noastre sînt mai mari decît cele indicate în literatura de specialitate, în cazul altor zăcăminte.

Încercările executate de ICEMIN au arătat influenţa foarte mare pe care o au intercalaţiile sterile (ghips, argilă, marnă, anhidrit), structura cristalină a sării, fisurările interne (fulgerările) asupra măririi valorii vitezelor de dizolvare. Vitezele cele mai mari s-au găsit la salina Ocna Mureş, urmată de salina Ocnele Mari, şi apoi la salina Tg. Ocna. S-au făcut cercetări asupra motorinei, combustibilului special, ţiţeiului, amestecului combustibil special cu motorină, păcurii şi aerului comprimat.

S-a propus ca în fază semiindustrială să fie experimentate pe sonde pilot motorina tip — 15°C şi amestecul de combustibil special şi motorină în proporţii egale.

Cercetările au constat în măsurători diferite în timpul funcţionării sondelor, măsurători asupra debitelor de apă şi saramură, presiunii lor, concentraţiei saramurii, densităţii şi viscozităţii fluidelor izolante, nivelului de separaţie a fluidului etc., apoi s-a trecut la calcule pe baza datelor măsurate asupra dimensiunilor golului de dizolvare şi a productivităţii acestora.

S-a urmărit, în mod special, o metodă de amorsare de înălţime mică prin subţăiere hidraulică şi s-au cercetat în mod comparativ cele două metode cunoscute pe plan mondial — cu ridicări continue şi în trepte.

Aerajul salinelor din R.P.R.

Ing. *A. DICU*,
ing. *I. TOMUŞ*,
ing. *GR. COCULESCU* şi
ing. *R. BĂLTĂREŢU*

În lucrare se analizează stadiul actual al aerajului, evidenţiindu-se domeniile în care se impune îmbunătăţirea lucrărilor pentru asigurarea condiţiilor de securitate şi confort al muncii. Astfel se studiază diferitele tipuri de reţele şi sistemele de aeraj împreună cu instalaţiile de aeraj existente în salinele din R.P.R.

În prezent salinele Praid, Slănic şi Cacica sînt aerisite pe bază de tiraj natural, iar salinele Tg. Ocna, Ocna Dej şi Ocna Mureş au instalaţii de aeraj.

Analiza sistemelor de aeraj, din punct de vedere energetic, duce la concluzia că stabilirea unor valori precise pentru rezistenţa şi orificiile echivalente ale salinelor este dificilă, atît din cauza valorilor diferite pe care le capătă scurtcircuitările de la anotimp la anotimp, cît şi din cauza camerelor de exploatare care au dimensiuni mari (cazul salinii Slănic).

Analiza aerajului locurilor de muncă scoate în evidenţă că, la toate locurile de muncă din saline, oxigenul depăşeşte 20%, bioxidul de carbon nu depăşeşte la nici o salină limita admisă de NTS (0,5%), iar temperatura nu trece peste limita admisă de NTS, variind între 12—16°C. Gradul de confort este variabil şi corespunde, în general, unei munci de încordare medie, iar umiditatea relativă este cuprinsă între 60—80%.

Studiile efectuate arată că, în general, condiţiile de confort, climat minier şi gaze, la salinele din R.P.R., se încadrează în limitele prescrise de NTS, iar mecanizarea aerajului salinelor nu constituie o măsură generală, nefiind justificată din punct de vedere tehnic-economic. Pentru cazuri speciale (Ocna Dej, Ocna Mureş) se propune realizarea unor circuite mecanizate de aeraj.

Unele aspecte privind utilizarea cablurilor cu contact liniar la instalaţiile de extracţie din industria minieră

Ing. *ŞT. NOVAC* şi
ing. *N. MEREŢ*

În ultima vreme se pune din ce în ce mai mult problema durabilităţii cablurilor folosite la instalaţia de extracţie din industria minieră.

Cercetările întreprinse pînă în prezent au scos la iveală o serie de posibilităţi de îmbunătăţire a calităţii cablurilor, atît din punctul de vedere al materialului, cît şi din punctul de vedere al fabricării lor.

În urma cercetărilor efectuate de ICEM şi ICEMIN a rezultat o serie de concluzii care trebuie avute în vedere la elaborarea măsurilor pentru mărirea durabilităţii în exploatare a cablurilor folosite la instalaţiile de extracţie cu tobe din industria minieră.

Cea mai eficientă cale de mărire a duratei de exploatare a cablurilor de extracţie este înlocuirea cablurilor cu contact punctiform, prin cabluri cu contact liniar.

Dintre cablurile care se fabrică în prezent în ţară, se recomandă a se folosi cablurile tip Seale, construcţie 6×19, înfăşurare paralelă.

La puţurile cu atmosferă umedă şi corosivă este necesar să se folosească cabluri furcate

Normele de tehnica securităţii trebuie adaptate la nivelul actual al tehnicii utilizării cablurilor, în sensul ca numărul maxim de sîrme rupte pe lungimea unui pas de cablare, la care cablul trebuie scos din uz, trebuie să ţină seamă de tipul şi construcţia cablului, de felul de înfăşurare, de raportul dintre organul de înfăşurare şi diametrul cablului, precum şi de coeficientul de siguranţă.

Criteriul de limitare a diametrului cablului în funcţie de raportul dintre diametrul organului de înfăşurare şi diametrul sîrmei celei mai groase din cablu, trebuie înlocuit cu criteriul raportului dintre diametrul organului de înfăşurare şi diametrul cablului, pentru a nu se limita în mod nejustificat utilizarea cablurilor cu contact liniar.

Cercetări în domeniul stabilirii caracteristicilor capselor electrice şi a explozorilor în vederea măririi gradului de securitate a lucrărilor de împuşcare

Ing. *N. OPREA*,
ing. *A. MANEA*,
tehn. *T. KONYAR* şi
ing. *T. LOY*

Cunoaşterea sensibilităţii electrice a capselor detonante, precum şi a capacităţii de iniţiere e explozoarelor, este absolut necesară pentru stabilirea planului de împuşcare.

Studiul parametrilor principali ai capselor electrice, fabricate în ţară, s-a efectuat pentru asigurarea iniţierii fără rateu a capselor conectate în serie. În urma cercetărilor întreprinse recent, se redau curbele de sensibilitate la curentul de aprindere, la impulsul de aprindere, influenţa duratei de debitare asupra funcţionării sigure etc.

Astfel, capsele încercate au funcţionat în proporţie de 100% la impulsul de funcţionare sigur de 3,2 mWs/ohm, prevăzut în standard.

Rezultatele obţinute în încercările la curentul sigur de aprindere şi funcţionare în serie arată o funcţionare sigură a capselor la intensitatea de 0,8 A numai la o durată de debitare a curentului continuu de 7 ms.

De asemenea, capsele au o funcţionare satisfăcătoare în ceea ce priveşte rezistenţa de străpungere şi încercarea la tensiune a reoforilor de alimentare. Verificarea securităţii capselor electrice la manipulare confirmă o comportare bună la rezistenţa de zdruncinare.

Studiul caracteristicilor explozorilor a constat, atît în stabilirea principiilor de funcţionare, cît şi a deficienţelor constructive şi funcţionale care pot determina producerea de rateuri, cum ar fi : funcţionarea explozorilor cu tensiunea redusă, închiderea repetată a contactelor, închiderea contactelor decalate faţă de maximul tensiunii sau blocarea dispozitivului pentru anclanşarea circuitului de împuşcare.

Se arată că verificarea explozorilor trebuie să constituie o preocupare permanentă pentru a se asigura iniţierea circuitelor de capse, evitîndu-se, totodată, producerea rateurilor şi a avariilor.

Împuşcarea în mediu grizutos la lucrările miniere din R.P.R.

Ing. *N. JUGUREANU,*
ing. *S. TAT*,
ing. *I. FOCŞA* şi
ing. *C. CĂRĂVAN*

Se tratează elaborarea, experimentarea şi aplicarea unor metode speciale de împuşcare care permit folosirea explozivilor chiar şi în cazul cînd în frontul de lucru există metan în concentraţii periculoase.

Metodele elaborate şi aplicate constau în :

— *dop de ceaţă format prin pulverizarea continuă a apei* — la săparea lucrărilor miniere verticale ;

— *zone de apă sub formă de ceaţă în faţa frontului şi buraj cu apă* — la săparea lucrărilor miniere orizontale.

Datorită eficienţei metodelor elaborate şi experimentate s-a trecut la aplicarea practică a acestora, ceea ce a permis împuşcarea în mediu grizutos la o serie de lucrări de mare importanţă din cadrul I.C.H. Argeş (puţul Corbeni, galeria de fugă) şi la unele lucrări din cadrul T. M. Banatul (E. M. Anina).

Astfel, continuarea lucrărilor de împuşcare la puţul Corbeni a fost posibilă numai prin aplicarea metodei de împuşcare cu explozivi brizanţi, utilizînd ca inhibitor dopul de ceaţă format prin pulverizarea continuă a apei. Aplicarea metodei a făcut posibilă săparea puţului în condiţii de siguranţă şi cu rezultate bune din punctul de vedere al vizitei de avansare, al productivităţii şi al preţului de cost, în comparaţie cu excavarea cu ciocanul de abataj sau cu inundarea cu bioxid de carbon.

De asemenea, aplicarea burajului cu apă la lucrările miniere de la galeria de fugă (I.C.H. Argeş) a permis să se efectueze lucrările de împuşcare în condiţii de siguranţă.

Prin aplicarea metodelor sus menţionate la lucrările de împuşcare în mediu grizutos din cadrul şantierului I.C.H. Argeş, s-au excavat peste 33 000 m^3 în condiţii de siguranţă.

O situaţie identică, prezentată la unele lucrări de la E.M. Anina — oprite din cauza emanaţiilor puternice de metan — a fost rezolvată numai prin utilizarea zonelor de apă sub formă de ceaţă în faţa frontului şi a burajului cu apă, în diferite variante şi combinaţii, în funcţie de condiţiile locale şi concentraţiile de metan.

Metodele de împuşcare, elaborate şi aplicate la E.M. Anina, au permis excavarea în mediu grizutos a peste 1 000 m^3 steril.

Elaborarea, experimentarea şi aplicarea pe scară industrială a metodelor speciale de împuşcare au rezolvat, pentru prima dată în ţara noastră, problema împuşcării în atmosferă grizutoasă, atît în lucrări orizontale, cît şi în lucrări verticale, în condiţii de siguranţă, reuşind astfel să asigure avansarea unor lucrări miniere, oprite din cauza prezenţei metanului în concentraţie periculoasă.

Noi realizări în domeniul explozivilor minieri AM-I

Ing. *P. S. ANTON* și
ing. *I. FOCȘA*

Cercetările referitoare la realizarea unui nou exploziv de tipul amestecurilor simple au dus la rezultate pozitive din toate punctele de vedere (economicitate, siguranță la depozitare, transport, manipulare).

S-a folosit azotatul de amoniu tehnic sub formă de cristale, cu o umiditate maximă de fabricație de 1,8%.

Amestecul de azotat de amoniu și motorină constituie un material exploziv la un diapazon de conținuturi de motorină al cărui bilanț de oxigen este foarte aproape de 0, la conținuturi de 94—95% azotat de amoniu și 5—6% motorină.

Azotatul de amoniu folosit în aceste cercetări are o granulație formată din 21—43,5% clasa > 2,0 mm, 2,6—12% clasa 1,5—2,0 mm și 52,2—75,9% clasa sub 1,5 mm.

Capacitatea de lucru a amestecului optim de azotat de amoniu și motorină s-a determinat la valori de 263—328 cm^3 cu o medie de circa 300 cm^3.

Determinările au stabilit că amestecul de 95% azotat de amoniu și 5% motorină este similar cu astralita reprezentînd 74% din capacitatea de lucru a dinamitei II.

Determinările cantitative și calitative ale gazelor de împușcare au dovedit că la explozia amestecului de azotat de amoniu și 5—6% motorină se produc între 1,32 și 7,68 litri monoxid de carbon convențional pentru 1 kg amestec exploziv, în funcție de tipul de azotat și de concentrația motorinei, față de 30—33 litri/kg în cazul dinamitei II și 17—20 litri/kg în cazul astralitei.

În cursul experimentărilor s-au folosit circa 66 000 kg amestec exploziv, împușcîndu-se 443 găuri de sondă verticale cu diametrul de 65—115 mm și 91 găuri verticale de mină cu diametrul de 32—45 mm, 298 găuri orizontale de mină cu diametrul de 32—45 mm, 6 galerii de minare și 7 000 blocuri negabarit. Nu s-a înregistrat nici un rateu.

Prin folosirea acestui amestec s-a asigurat un grad de sfărîmare cel puțin similar cu cel produs de astralită.

Gradul de împrăștiere al materialului rezultat este mai redus.

În cazul împușcării cu găuri de sondă, eficiența împușcării crește cu 40% față de cazul folosirii astralitei.

Avantajele folosirii acestui exploziv sînt evidente și cosntau în :

— reducerea cheltuielilor de forare, datorită asigurării densității mai mari de încărcare ;

— sporirea gradului de siguranță la transport și manipulare, precum și reducerea cheltuielilor acestor operații ;

— simplificarea tehnologiei împușcării și posibilitatea mecanizării operației de încărcare a explozivului în găurile de mină ;

— îmbunătățirea condițiilor de protecție a muncii prin înlocuirea trotilului la lucrările de împușcare.

Rezultatele experimentărilor în exploatări la zi și determinarea în laborator a gazelor de explozie, justifică inițierea experimentărilor acestui nou exploziv în subteran.

Realizări obținute în problema împușcării în masive fierbinți

Ing. *I. FOCȘA*,
ing. *S. TAT* și
tehn. *D. FUIOREA*

Pentru rezolvarea împușcării în masivele fierbinți, în condiții de siguranță, s-a elaborat, experimentat și aplicat pe scară industrială noul exploziv termorezistent TR-tip I.

Comparativ cu explozivii ordinari, de fabricație indigenă și cu explozivii termorezistenți importați din străinătate în scopul efectuării lucrărilor de împușcare în masive fierbinți, explozivul TR-tip I prezintă o serie de avantaje și anume : condiții favorabile de fabricare pe scară industrială, preț de cost redus, rezistență termică superioară, capacitate de lucru mai mare față de explozivii termorezistenți din străinătate și egală cu aceea a astralitei. În plus, prin executarea lucrărilor de împușcare cu explozivul TR-tip I, aerajul locurilor de muncă este simțitor îmbunătățit, deoarece cantitatea de gaze toxice este mult mai redusă decît în cazul lucrărilor de împușcare cu explozivi termorezistenți obișnuiți.

Explozivul termorezistent TR-tip I, elaborat de S.C.S.M.-Petroșeni a fost experimentat cu succes la lucrările de împușcare, atît în lucrări de pregătire, cît și în abataje cameră și frontale.

Rezultatele obținute întăresc concluzia că parametrii explozivului TR-tip I, determinați în fază de laborator, corespund întrutotul activităților de producție în subteran, determinînd un consum specific de exploziv redus cu circa 10%.

Cu prilejul experimentărilor în subteran a explozivului termorezistent TR-tip I s-au confirmat avantajele acestuia privind posibilitățile interne de fabricare, prețul de cost scăzut, capacitatea de lucru superioară explozivilor similari din străinătate.

Folosirea pe scară industrială a acestui exploziv, împreună cu materialele explozive auxiliare, asigură evitarea accidentelor umane și tehnice și continuarea procesului de producție în deplină siguranță și în condițiile masivelor fierbinți.

Contribuţii la prevenirea şi combaterea îmbolnăvirilor de silicoză

Ing. *M. PĂTRAŞCU* şi
ing. *M. COCULESCU*

Încă de la începutul activităţii sale, S.C.S.M.-Petroşeni s-a preocupat în mod permanent de îmbunătăţirea continuă a condiţiilor de securitate şi protecţie a muncii. Prin studii şi cercetări sistematice s-au stabilit, pentru majoritatea minelor din ţara noastră, factorii care condiţionează riscul îmbolnăvirilor prin silicoză, precum şi potenţialul silicogen al diferitelor lucrări miniere.

Totodată s-au efectuat cercetări şi experimentări privind noi mijloace tehnice de combatere a prafului silicogen, precum şi perfecţionarea celor existente.

Studiile şi cercetările făcute la un mare număr de mine din ţară au scos în evidenţă faptul că perforarea uscată şi împuşcarea fără aplicarea mijloacelor de combatere sînt operaţiile care generează cele mai mari concentraţii de praf, de ordinul zecilor de mii de particule pe cm^3 de aer.

Prăfuirea cea mai intensă se formează îndeosebi în lucrările miniere în fund de sac cu profil mic şi în suitori.

Pe baza rezultatelor obţinute în decursul experimentărilor au fost propuse pentru generalizare următoarele procedee de combatere a prafului: perforajul umed axial normalizat, care ridică eficienţa de reducere a prafului de la 90% la 98% (la această eficienţă, concentraţia medie în timpul perforării scade la numai 210—216 part. cm^3 aer); perforajul umed lateral, cu manşon mobil pe sfredel (cazul minelor din Valea Jiului); stropirea materialului la încărcare; perdeaua de ceaţă; burajul cu apă la împuşcare şi măştile de protecţie contra prafului.

Pentru aplicarea corectă a mijloacelor de combatere, în scopul asigurării unei eficienţe maxime de reducere a prafului, s-au întocmit instrucţiuni cuprinzînd modul de lucru, iar în perioada de introducere şi generalizare, S.C.S.M.-Petroşeni, prin personalul de specialitate, a acordat asistenţă tehnică la diferite exploatări miniere din ţară.

Împreună cu alte institute de specialitate din ţară, S.C.S.M.-Petroşeni a colaborat la instruirea personalului tehnico-ingineresc din cadrul unităţilor miniere asupra modului de determinare a prăfuirii şi de combatere a prafului, în vederea prevenirii îmbolnăvirilor pneumoconiotice.

Consideraţii cu privire la continua îmbunătăţire a aerajului minelor din R.P.R.

Ing. *R. BĂLTĂREŢU,*
ing. *ROZALIA IUŞAN,*
ing. *A. DICU* şi
ing. *GR. COCULESCU*

Lucrările de cercetare efectuate de către ICEMIN, în perioada anilor 1956—1963, au scos în evidenţă necesitatea modernizării şi tipizării proiectării şi realizării aerajului minelor.

În referat se trasează liniile directoare pentru proiectarea optimă a aerajului în subteran şi pentru tipizarea proiectelor staţiilor principale de ventilatoare.

În acest sens se fac propuneri în ce priveşte alegerea ventilatoarelor cu întregul echipament auxiliar, modul de montare, racorduri etc.

În final se fac propuneri privind aplicarea în practică a proiectelor de aeraj minier.

Aplicarea aerajului în combaterea focurilor la minele de cărbuni şi minereuri

Ing. *N. JUGUREANU,*
ing. *S. NIŢĂ* şi
ing. *R. BĂLTĂREŢU*

Activitatea depusă pentru prevenirea, combaterea şi lichidarea focurilor şi incendiilor subterane este complexă, iar metodele aplicate evoluează în mod continuu, în funcţie de dezvoltarea tehnicii.

Prevenirea focurilor cuprinde un întreg ansamblu de măsuri tehnico-organizatorice, care au drept scop înlăturarea cauzelor înainte de a se produce aprinderea propriu-zisă; din aceste măsuri, o bună parte sînt legate direct de modul de realizare a aerajului general al lucrărilor miniere. Aerajul, luat ca metodă separată, nu constituie o cale sigură de rezolvare a problemei, însă, în combinaţie cu alte mijloace sau metode de luptă, dă rezultate care duc la prevenirea, combaterea sau lichidarea acestor avarii.

În acest domeniu, la unele mine din ţară s-a putut acumula experienţă, fără însă ca problema aerajului „zonelor de foc“ să fie epuizată sau rezolvată definitiv.

Astfel se pun în evidenţă unele realizări, ca urmare a studiilor şi lucrărilor efectuate: măsurile de izolare, etanşarea digurilor cu elastomeri, îmbunătăţirile aduse în aerajul general, inversarea aerajului, înămolirea etc.

Degajările de bioxid de carbon de la E. M. Lueta şi combaterea lor

Ing. *C. CĂRĂVAN* şi
ing. *R. BĂLTĂREŢU*

Sectorul Lueta al exploatării miniere Harghita se găseşte în plină dezvoltare, ceea ce impune intensificarea lucrărilor de deschidere şi de pregătire, necesare în vederea asigurării producţiei pentru viitor.

În urma studiului emanaţiilor de gaze şi a analizei cantitative a aerului de mină, s-a constatat prezenţa bioxidului de carbon, care în majoritatea cazurilor a depăşit limita prevăzută de normele şi instrucţiunile în vigoare. Astfel, lucrările de pregătirea în anumite perioade de timp au fost oprite din cauza emanaţiilor puternice de CO_2.

Se analizează degajările de gaze de la mina Lueta şi se indică măsurile ce trebuie luate în vederea realizării concentraţiilor de bioxid de carbon sub limita prevăzută de normele şi instrucţiunile în vigoare, făcîndu-se posibilă în acest mod executarea lucrărilor de pregătire şi exploatare.

O concluzie care se desprinde din studiul făcut este aceea că debitul absolut de CO_2 a crescut continuu pe măsura adîncirii exploatării şi a creşterii volumului producţiei, prin extinderea reţelei de lucrări miniere.

Se prevăd două căi de luptă pentru evitarea acumulărilor de gaze şi anume realizarea aerajului în condiţii optime, ţinînd seama de specificul reţelei şi a gazelor degajate şi de captarea apelor de la un loc cît mai apropiat de izvoare.

Ţinînd seamă de rezultatele studiului şi măsurătorilor făcute, precum şi de concluziile desprise din studiu, se impune întocmirea unui proiect de aeraj care să aibă la bază dezvoltarea în perspectivă a minei. Soluţiile proiectului trebuie să fie acoperitoare, avînd în vedere creşterea degajărilor de CO_2 în subteran.

Aplicarea în exploatare curentă a schemelor metanice

Ing. *N. JUGUREANU,*
ing. *GR. COCULESCU* şi
ing. *R. BĂLTĂREŢU*

Lucrarea pune în discuţie posibilitatea aplicării în exploatare la minele grizutoase a unor scheme noi numite *scheme metanice,* precum şi scopul lor în rezolvarea unui aeraj raţional.

Schemele sînt noi şi au apărut ca o necesitate atunci cînd S.C.S.M. a fost chemată să concure la rezolvarea aerajului minei Anina în 1960.

În lucrarea de faţă se arată modul de întocmire şi aplicare a schemelor metanice.

Se scoate în evidenţă necesitatea completării schemelor actuale de care se folosesc serviciile de aeraj de la minele grizutoase cu schemele metanice.

Posibilităţi de valorificare a sorturilor de feldspat din zăcămîntul Muntele Rece

Ing. *I. IOAN,*
ing. *AL. BALABAN* şi
ing. *LUDMILA ROHR*

Cercetările executate de ICEMIN în anul 1963 au scos în evidenţă posibilităţile de valorificare raţională a zăcămîntului de feldspat de la Muntele Rece.

Pentru minereul din zona exploatabilă, la care tehnologia constă din combinarea clasării-alegerii manuale, spălării şi separării magnetice, s-au obţinut dintr-un feldspat brut cu 0,4—0,7 % Fe_2O_3 produse înnobilate cu 0,18—0,30 % Fe_2O_3.

Pentru minereul din zona neexploatabilă, încercările informative de flotaţie în trepte au pus în evidenţă posibilitatea valorificării şi acestei rezerve de minereu.

Posibilităţi de aplicare a tehnologiei: spirale elicoidale şi flotaţie în concentrarea minereului oolitic de la Căpuş-Satra

Ing. *I. IOAN,*
ing. *AL. BALABAN* şi
ing. *LUDMILA ROHR*

Minerul de fier din zăcămîntul Căpuş-Satra, alcătuit din oolite de hidrohematit într-un ciment de carbonaţi, cuarţ şi minerale argiloase, prezintă următoarea analiză chimică generală: 31,5—32,5% Fe, 16—17% CaO, 10—11% SiO_2.

Minereul se prelucrează în prezent în instalaţia Căpuş prin tehnologia de preconcentrare prin deşlamare în clasor mecanic şi hidrociclonare a şlamului, obţinîndu-se preconcentrat de la clasor cu 37—38% Fe şi preconcentrat de la hidrociclon cu 23—24% Fe.

În vederea realizării etapei finale de concentrare pot intra în discuţie mai multe tehnologii, dintre care în lucrarea de faţă se prezintă concentrarea prin spirale a preconcentratului de la clasor şi flotaţia preconcentratului de la hidrociclon. Prin această tehnologie se obţin concentrate de la spirale şi flotaţie cu 44—45% Fe.

Transportul pneumatic al lignitului uscat la fabrica de brichete de la Baraolt

Ing. *V. ANGHEL,*
ing. *A. MIRESCU,*
ing. *I. SCUTARU* şi
ing. *A. TUTOVEANU*

Pentru înlăturarea pierderilor de praf uscat în timpul transportului şi asigurarea unor condiţii de lucru corespunzătoare, la Fabrica de brichete de la Baraolt s-a studiat posibilitatea de înlocuire a transportorului cu bandă, cu un transportor pneumatic.

La unul din uscătoarele fabricii de brichete de la Baraolt s-a montat un transportor pneumatic, dimensionat astfel încît să preia integral producţia acestuia.

Din experimentările efectuate a rezultat că folosirea transportoarelor pneumatice în locul celor cu bandă este posibilă, fără blocarea conductei de transport sau autoaprniderea cărbunelui în timpul transportului. În lucrare sînt indicaţi parametrii principali necesari proiectării instalaţiei defintive.

Aspecte tehnice şi economice ale deshidratării ligniţilor

Ing. *V. ANGHEL*

Producţia de cărbuni a ţării noastre cuprinde sorturi care aparţin aproape tuturor treptelor de încarbonizare, inclusiv cărbuni bruni lemnoşi (ligniţi).

Începînd din anul 1959, problema deshidratării ligniţilor a fost studiată şi în cadrul ICEMIN, urmărindu-se îmbunătăţirea calităţii producţiei de la uzinele existente şi inventarierea ligniţilor romîneşti care se pretează la deshidratare.

Pentru ca un lignit să poată fi deshidratat, trebuie să îndeplinească simultan următoarele condiţii :

— să fie xiloid ;

— să aibă sterilul fin diseminat şi în cantitate redusă.

Pentru ca deshidratarea să fie rentabilă şi să nu necesite măsuri speciale, se impun lignitului condiţii suplimentare :

— să aibă procentul de sulf redus ;

— să necesite presiuni scăzute de deshidratare (15—20 at).

Condiţiile de mai sus sînt îndeplinite integral numai de lignitul de la Cîmpulung.

Alt element principal de care trebuie ţinut seamă în continuare, este capacitatea instalaţiei, aspect legat de posibilităţile de desfacere a produsului şi de rezervele de materie primă.

Capacitatea optimă a unei instalaţii de deshidratare este strîns legată de modul de asigurare a aburului tehnologic : centrală proprie sau conectarea la o mare termocentrală.

Soluţia cu centrală proprie este mai puţin avantajoasă şi trebuie evitată pe cît posibil.

Un ultim element care trebuie luat în discuţie îl constituie posibilitatea valorificării raţionale a unei cantităţi cît mai mari din produsul finit, cunoscînd că rentabilitatea unei instalaţii este avantajată de lipsa deşeurilor de fabricaţie, sau a produselor cu valoare comercială scăzută.

În condiţiile ţării noastre, deshidratarea bulgărilor de lignit vine în discuţie ca o necesitate legată de aprovizionarea populaţiei cu un combustibil casnic corespunzător. Produsul principal trebuie să respecte anumite condiţii de granulaţie pentru a fi destinat scopului mai sus-amintit (se prezintă în bucăţi de +30 mm şi un procent de mărunt de circa 25—35% care trebuie valorificat la un nivel cît mai apropiat de bulgări).

Dacă se judecă ligniţii noştri în lumina celor arătate mai sus, rezultă că numai bazinul Cîmpulung satisface integral toate exigenţele impuse. Celelalte bazine sînt mai puţin indicate pentru deshidratare.

Aspecte economice ale reducerii conţinutului de fier din concentratele zincoase

Ing. *M. SIVRIU* şi
ing. *I. MARIN*

Pe linia îmbunătăţirii calităţii produselor miniere, ICEMIN a întreprins cercetări pentru reducerea conţinutului de fier din concentratele zincoase produse în R.P.R.

În general, fierul din concentratele zincoase se găseşte, în parte, sub formă de pirită insuficient depresată la flotaţie şi în parte, ca substituent izomorf al zincului în constituţia unor blende feruginoase.

Este evident că prin operaţii de preparare mecanică se poate acţiona numai asupra fierului din pirită, în scopul reducerii conţinutului de fier.

Pornindu-se de la rezultatele analizelor mineralogice, s-a trecut la încercări de laborator şi industriale, care au constat din acţionarea asupra reactivilor de flotare, modificîndu-le dozarea şi introducînd unii reactivi noi. Aceste cercetări s-au soldat, în general, cu rezultate satisfăcătoare pentru majoritatea minereurilor, obţinîndu-se reduceri ale conţinutului de fier, sub limita de 8%, limită cerută de o bună prelucrare metalurgică a concentratelor. În acelaşi timp, conţinuturile de zinc ale concentratelor se îmbunătăţesc.

Din punct de vedere economic, aceste îmbunătăţiri ale concentratelor se fac cu oarecare plus de cheltuieli în sectorul minier, care însă sînt compensate de avantajele economice obţinute în sectorul metalurgic.

Cercetări de preparare a unui minereu

Ing. *S. DIMA* şi
ing. *G. DOLMANIAN*

În cursul anului 1963, s-au efectuat cercetări sistematice, în faze laborator şi pilot, pe probe reprezentative, pentru stabilirea tehnologiei de preparare a unui minereu de impregnaţie cupriferă.

Încercările în fază laborator au avut drept scop stabilirea celor mai avantajoase condiţii pentru recuperarea cuprului şi a piritei prin flotaţie.

Cercetările executate în faza pilot au fost conduse numai pe linia flotaţiei diferenţiale directe, ţinînd seamă de concluziile stabilite de cercetările efectuate în fază laborator.

Cercetările efectuate atît în fază laborator cît şi în fază pilot au arătat că prin flotaţia diferenţială directă se pot obţine rezultate foarte bune, atît din punctul de vedere al recuperărilor de metale (96—97% Cu în concentratul cupros şi 82% S în concentratul de pirită), cît şi din punctul de vedere al calităţii acestor concentrate (25—26% Cu, respectiv 51% S).

Rezultatele tehnologice creează premisele pentru valorificarea economică avantajoasă a acestui minereu.

Cercetări de laborator pentru recuperarea prin flotaţie a cuprului din clincherele de la cuptoarele Wälz

Ing. *P. ROSINGER,*
ing. *S. DIMA,*
ing. *LUCIA ILIESCU* şi
tehn. *A. DRAGOMIRESCU*

Încercările care s-au efectuat pentru recuperarea cuprului din clincherele de la Copşa Mică au fost conduse pe următoarele linii de cercetare :

— flotaţie ;

— concentrare pe mese ;

— recuperarea cuprului prin metode combinate.

Din cercetările executate riese că singura metodă care poate veni în discuţie pentru recuperarea cuprului prezent în acest clincher este flotaţia care permite obţinerea unor concentrate cuprifere valorificabile (15% Cu) la recuperări de asemenea bune (circa 66% Cu, ţinînd cont de produsele intermediare).

Ţinîndu-se seamă de faptul că clincherul, care actualmente nu se valorifică, nu necesită cheltuieli de exploatare şi de sfărîmare înaintea măcinării, se consideră că prelucrarea sa poate prezenta avantaje economice, el putînd constitui o sursă de producere a cuprului.

Lucrările de cercetare se vor continua în faze pilot şi semiindustrial, pentru definitivarea concluziilor asupra perspectivelor de valorificare a cuprului din aceste clinchere.

Posibilităţile de valorificare prin preparare mecanică şi chimică a sărurilor potasice din zăcămîntul Tazlău

Ing. *P. ROSINGER,*
ing. *M. IONESCU,*
ing. *D. GLIGOR,*
ing *M. CRISTOVICI,*
ing. *E. APOSTOLESCU,*
ing. *A. PRASA,*
ing. *S. IOAN,*
ing. *ST. ZAHARIA* şi
tehn. *A. SACHIAN,*

Lucrarea prezintă rezultatele cercetărilor, în fază laborator, de valorificare a zăcămîntului potasic de la Tazlău, în scopul obţinerii următoarelor produse : concentrate cu 18—20% K_2O şi concentrate cu minimum 40% K_2O.

Concentratele cu 18—20% K_2O au fost obţinute prin procedee de preparare mecanică, iar concentratele cu minimum 40% K_2O — prin procedee de preparare chimică.

Prin procedeele chimice s-au obţinut pe lîngă concentratele de potasiu şi alte produse, ca : oxid de magneziu, sulfat de sodiu şi clorură de sodiu.

Verificarea tehnologiilor elaborate, atît pentru obţinerea concentratelor de flotaţie, cît şi a celor obţinute prin tratarea chimică, este în curs de experimentare la scară pilot, într-o instalaţie construită în acest scop.

Cercetări privind dozarea elementelor rare și disperse din minereuri

Ing. *M. IONESCU*,
chim. *A. DEMETRESCU*,
ing. *MARIA MĂLIN*,
chim. *R. OLTEANU*,
chim. *EUGENIA ȘTEFĂNESCU*,
ing. *ECATERINA MITRAN*,
chim. *DOMNICA DUMITRESCU*,
chim. *ALEXANDRA VASILESCU*,
ing. *ALLA ZĂMÎRCĂ*,
ing. *MARGARETA DAVID*,
ing. *VIORICA MITULEȚ*,
ing. *ELENA MINESCU*,
ing. *EVDOCHIA GEORGESCU*,
chim. *ANA SĂRCINEANU*,
chim. *RUXANDRA VASILESCU*,
chim. *GEORGETA NEAGU* și
chim. *ELENA SÎRBU*

În chimia analitică modernă, dozarea elementelor rare și disperse se poate efectua cu mare precizie și rapiditate prin întrebuințarea metodelor fizico-chimice de analiză.

Alături de metodele clasice de analiză stă la îndemîna cercetătorului o chimie analitică instrumentală care a extins limita de sensibilitate a metodelor clasice existente pînă la determinări de microcantități de elemente în cele mai variate materiale.

În domeniul minier, este necesar ca analizele să fie efectuate cu precizie, rapiditate și la un preț de cost cît mai scăzut.

Lucrarea prezintă posibilitatea de dozare a metalelor rare și disperse din minereuri și produsele de concentrare ale acestora, arătînd metodele care se aplică în ICEMIN în acest scop.

Se face o enumerare a metalelor rare care se dozează în cadrul laboratoarelor de analiză, cu prezentarea principiului metodei de analiză.

Dintr-un număr total de 35 de elemente rare și disperse care se dozează curent în laboratoarele ICEMIN, 19 elemente sînt dozate spectrografic semicantitativ, 20 prin metode spectrofotometrice, 8 prin metode polarografice și 29 prin metode clasice de analiză.

În general, dozarea unui element este asigurată prin cel puțin două metode echivalente, care pot fi aplicate de la caz la caz, ducînd la rezultate încadrate în limitele de eroare ale metodelor specificate.

Încercări de preparare chimică a minereurilor de mangan de la Vatra Dornei

Ing. *MIHAI DUMITRU*

Lucrarea cuprinde încercările de preparare chimică a minereurilor de mangan de la Vatra Dornei, executate de ICEMIN prin metodele preconizate de practica mondială.

Din încercările care s-au făcut în cursul anului 1963, a reieșit că rezultatele cele mai bune se obțin prin metoda Thomas Whally — varianta ICEMIN.

Prin deferizare se obțin concentrate finale de calitate corespunzătoare cerințelor.

Minereurile se comportă mult mai bine cînd sînt tratate în stare naturală, necalcinate, obținîndu-se randamente de extracție superioare.

Dat fiind prețul de cost relativ scăzut al reactivilor principali folosiți (H_2SO_4, pirită, sodă), există premise pentru aplicarea economică a procedeului.

Cercetările se vor continua pentru definitivarea tehnologiei și cu acest prilej se va contura și bilanțul tehnico-economic corespunzător condițiilor de lucru respective.

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1283

REVISTA MINELOR

ANUL XIV Nr. 11 NOEMBRIE 1964

СОДЕРЖАНИЕ

Скрипэц В.: *Научно-техническое совещание проведенное Горно-исследовательским институтом ИЧЕМИН.*

Фодор, И., Шандру, Л. и Глодяну, Е.: *Металлическое крепление очистных забоев лигнитовых шахт.*

Мерец, Н.: *Установление оптимальных показателей работы подъемных машин со шкивом трения и одним или несколькими канатами для скипового подъёма.*

Беня, Ст. и Чукэ, Н.: *Штанговое крепление горизонтальных горных выработок на рудниках.*

Карпенишан, Д., Дырдалэ, К., Панаитеску, М., Тёкеш, Т., Вескан, Д. и Петришор, М.: *Аппаратура сконструированная институтом ИЧЕМИН для определения горного давления в подземных условиях.*

Сабатин, И. и Опря, Н.: *Физические основы проверки взрывобезопасности электрического оборудования.*

Фокша, И. и Тат, С.: *Достижения в области безопасных взрывчатых веществ.*

Херца, Н. и Хынку, Л.: *О нормах контроля работы углеобогатительных фабрик.*

Стоян, А. и Якобан, И.: *Подготовка руд и железных концентратов тонкого измельчения для доменной плавки.*

Бутуческу, Д., Зэтряну, А., Тенцулеску, Д. Русу Л., Балкани, А. и Болки, Ф.: *Улучшение качества песка месторождения Агиреш для использования его в стекольной промышленности.*

Кристович, М., Фрумосу, Б., Апостолеску, Е., Попеску, М., Сивриу, М., и Марин, И.: *Применение коллективной флотации свинцовоцинковых руд в целях применения нового способа металлургической переработки.*

Мардерос, Л., и Попа, Е.: *Экономическое улучшение технологии при флотации комплексной руды.*

Ионеску Н., и Думитреску, А.: *К вопросу о свойствах коксующихся каменных углей РНР и их использовании для производства кокса.*

Паскалиде, Г., Попович, А., Думитреску Д., Заря С. и Георге, Е.: *Результаты исследований в области синтеза и применения флотационных реагентов.*

Ницулеску, И., Мокану, А., Филипяну, Л., Ангел Л. и Сопорта, Е.: *Каличественный минералогический анализ технологических рудных проб.*

Марин, И. и Сивриу, М.: *Экономический аспект обогащения руд цветных металлов в тяжелых суспензиях.*

Резюме остальных докладов представленных на совещании

CONTENTS

Sripăț, V.: *Symposion of reports and operating comments of the Institute of Mining Research (ICEMIN), an opportunity for presenting the effectiv results of research as a basis for scientific discussion among specialists.*

Fodor, I., Șandru, L., and Glodeanu, E.: *Metallic support by props and beams of the working chambres in lignite mines.*

Mereț, N.: *The fixation of the best running indexes of hoisting engines with friction pulley and with one or several ropes, for the transport by skips.*

Benea, Șt. and Ciucă, N.: *Bolt timbering of horizontal mining works in ore mines.*

Carpenișan, D., Dîrdală, C., Panaitescu, M., Tökeș, T., Vescan, D. and Petrișor, M.: *Equipment realized by the Institute for Mining Research for measuring rock pressure in mines.*

Sabatin, I. and Oprea, N.: *Physical basis of the homologation of the security of electric equipment against explosion, in inflammable atmosphere.*

Focșa, I. and Tat, S.: *Achievements obtained in the problem of flameproof explosives.*

Herța, N. and Hîncu, L.: *Study of the norms for the workcontrol of coal washing plants.*

Stoian, A. and Iacoban, I.: *The preparation of fine grain structured iron ores and concentrates for blast furnaces.*

Butucescu, D., Zătreanu, A., Tențulescu, Rusu, L., Balkany, A. and Bolchi, F.: *The improvement of the qualities of the Aghireș sands, for utilization in the glass industry.*

Cristovici, M., Frumosu, B., Apostolescu, E., Popescu, M., Sivriu, M. and Marin, I.: *The employment of joint flotation of lead and zinc of non-ferrous ores, in order to apply a new metallurgical process.*

Marderos, L. and Popa, E.: *The improvement of the economic flux in the flotation of complex ores.*

Ionescu, N. and Dumitrescu Ana: *Specifications concerning the briquetting qualities of the bituminous coals of the R.P.R. and their employment in the production of coke.*

Pascalide, Gh., Popovici Ana, Dumitrescu Doina, Zarea Silvia and Gheorghe Elena: *Researches and results in the field of synthesis and employment of flotation reagents.*

Nițulescu, I., Mocanu Ana, Filipeanu Lidia, Anghel Lucia and Saporta Ecaterina: *The quantitative mineralogical analysis of technological ore tests.*

Marin, I. and Sivriu, I.: *Economic aspects of the preconcentration of non-ferrous ores in dense mediums.*

Summary of the other reports presented at the symposion

SOMMAIRE

Scripăţ, V.: *La session des rapports et communications ICEMIN (Institut de recherches minières) — occasion pour dresser le bilan des réalisations et de confrontation scientifique entre les cadres de spécialites.*

Fodor, I., Sandru, L. et Glodeanu, E.: *Soutènement par étançons et chapeaux métalliques des tailles par abatage-chambre dans les mines de lignite.*

Mereţ, N.: *Etablissement des indices optima au fonctionnement des machines à poulie Koepe, mono ou multicâble, pour l'extraction par skip.*

Benea, St. et Ciucă, N.: *Soutènement par boulonnage des travaux miniers horizontaux dans les mines métalliques.*

Carpenişan, D., Dîrdală, C., Panaitescu, M., Tokeş, T., Vescan, D. et Petrişor Mihai: *Appareillage pour déterminer la pression des roches au fond, réalisé par ICEMIN (Institut de recherches minières).*

Sabatin, I. et Oprea, N.: *Fondements physique pour l'homologation de la sécurité à l'explosion des outillages électriques en atmosphère inflammable.*

Focşa, I. et Tat, S.: *Réalisations concernant le problème des explosifs antigrisouteux.*

Herţa, N. et Hîncu, L.: *Etude sur les normes de contrôle au fonctionnement des laveries de charbon.*

Stoian, A. et Iacoban, T.: *La préparation des minerais et concentrés de fer à granules fines pour le haut fourneau.*

Butucescu, D., Zătreanu, A., Tenţulescu, D., Rusu L., Balcany, A. et Bolchi F.: *Amélioration qualitative des sables d'Aghireş en vue de leur utilisation dans l'industrie du verre.*

Cristovici, M., Frumosu, B., Apostolescu, E., Popescu, M., Sivriu, N. et Marin, I.: *La flottation collective du plomb et du zinc des minerais non-ferreux, en vue de l'application d'un nouveau procédé d'extraction métallurgique.*

Marderos, L. et Pop, E.: *L'amélioration économique du procédé de fabrication à la flottation d'un minerai complexe.*

Ionescu, N. et Dumitrescu, Ana: *Précisions sur les propriétés de cokéfaction des houilles de la R.P.R. et sur leur utilisation à la fabrication du coke.*

Pascalide, G. Popovici Ana, Dumitrescu Doina, Zarea Silvia et Gheorghe Elena: *Recherches et résultats dans la synthèse et l'utilisation des réactifs de flottation.*

Niţulescu, I., Mocanu Ana, Filipeanu Lidia, Anghel Lucia et Soporta Ecaterina: *L'analyse minéralogique quantitative des échantillons technologiques de minerais.*

Marin, I. et Sivriu, M.: *Aspects économiques de la préconcentration en liqueur dense de certains minerais non-ferreux.*

Rézumes des autres rapports présentés à la session.

INHALT

Scripăţ, V.: *Session der Vorträge und Mitteilungen des bergmännischen Forschungsinstitutes ICEMIN, eine Gelegenheit die effektiven Forschungsergebnisse als Grundlage für wissenschaftliche Diskussionen der Fachleute bekannt zu machen.*

Fodor, I., Sandru, L. und Glodeanu, E.: *Stählerner Ausbau mittels Stempeln und Kappen in den Kammerbauen der Lignitgruben.*

Mereţ, N.: *Bestimmung der optimalen Betriebskennziffern der mit Friktionsscheibe und einem oder mehreren Förderseilen arbeitenden Gefässfördermaschinen.*

Benea, St. und Ciucă, N.: *Ankerausbau söhliger Grubenräume im Erzbergbau.*

Carpenişan, D., Dîrdală, C., Panaitescu, M., Tökeş, T., Vescan, D. und Petrişor, Mihai: *Apparatur für die Bestimmung des Gebirgsdruckes untertage, ausgeführt seitens des Forschungsinstitutes ICEMIN.*

Sabatin, I und Oprea, N.: *Die physikalischen Grundlagen der Beglaubigung elektrischer Ausrüstungen bezüglich deren Explosionssicherheit in entzündbarer Atmosphäre.*

Focşa, I. und Tat, S.: *Erzielte Ergebnisse im Problem der Wettersprengstoffe.*

Herţa, N. und Hîncu, L.: *Studie bezüglich der für die Betriebskontrolle von Kohlenwäschen massgeblichen Normen.*

Stoian, A. und Iacoban, I.: *Die Vorbereitung feinkörniger Eisenerze und Eisenerzkonzentrate für Hochöfen.*

Butucescu, D., Zătreanu, A., Tenţulescu, D., Rusu, L., Balcany, A. und Bolchi, F.: *Verbesserung der Qualität des Aghireşer Sandes, zwecks Verwendung desselben in der Tafelglasindustrie.*

Cristovici, M., Frumosu, B., Apostolescu, E., Popescu, M., Sivriu, M. und Marin, I.: *Kollektive Flotation der Blei — u. Zinkkomponenten bei Nichteisenerzen, zwecks Anwendung eines neuen metallurgischen Verfahrens.*

Marderos, L. und Popa, E.: *Verbesserung des wirtschaftlichen Stammbaumes bei der Flotation eines komplexen Erzes.*

Ionescu, N., und Dumitrescu Ana: *Präzisierungen betreffend die Verkokbarkeit der rumänischen Steinkohlen und deren Verwendung bei der Kokserzeugung.*

Pascalide, Gh, Popovici Ana, Dumitrescu Doina, Zarea Silvia und Gheorghe Elena: *Untersuchungen und Ergebnisse auf dem Gebiete der Synthese und Verwendung der Flotationsmittel.*

Niţulescu, I., Mocanu Ana, Filipeanu, Lidia, Anghel Lucia und Saporta Ecaterina: *Quantitative mineralogische Analyse technologischer Erzproben.*

Marin, I. und Sivriu, M.: *Wirtschaftliche Gesichtspunkte betreffend die Vorkonzentrierung einiger Nichteisenerze in schwerer Trübe.*

Auszüge aus den andern Vorträgen der Session

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT
1983

- echipamente pentru centrale electrice şi echipamente termotehnice
- maşini electrice de curent alternativ trifazic şi monofazic
- transformatoare
- aparataj electric de joasă şi înaltă tensiune
- echipamente complete de distribuție de joasă şi înaltă tensiune
- echipamente şi accesorii pentru tracțiune electrică
- echipamente teletehnice şi radiotehnice

Elektrim

VĂ OFERĂ:

- instrumente de măsură electrice şi electronice
- echipamente pentru tehnică nucleară
- material de instalații şi iluminat
- acumulatoare
- echipamente electrice pentru mine

Elektrim

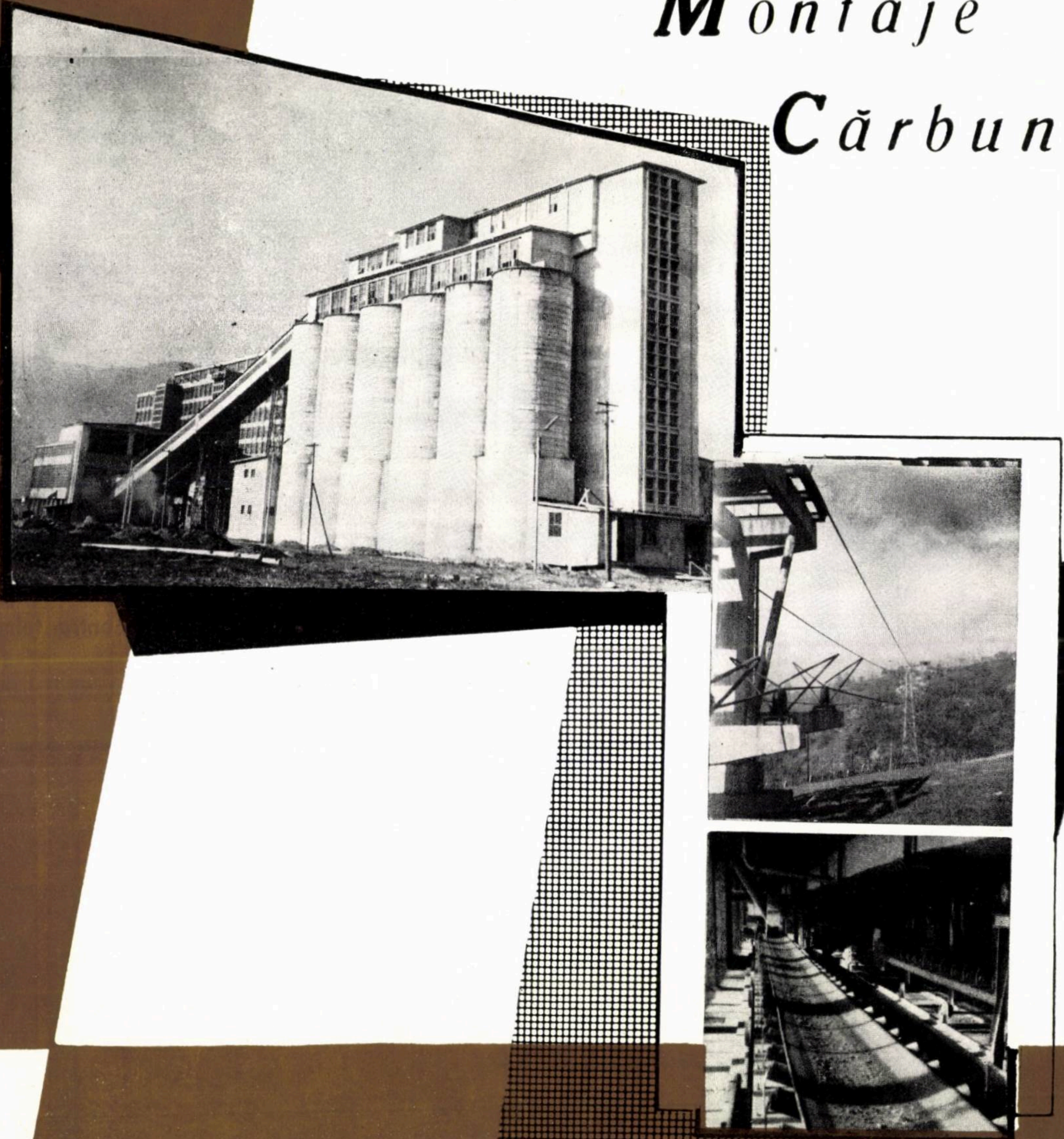
Exportator exclusiv:

SOCIETATEA POLONEZĂ CU RESPONSABILITATE LIMITATĂ PENTRU COMERȚ EXTERIOR DE ECHIPAMENT ELECTRIC

ELEKTRIM

VARŞOVIA — POLONIA
STR. CZACKIEGE 15/17
CĂSUȚA POŞTALĂ: 638 ● TELEX: 81—347

Trustul de Construcții și Montaje Cărbune

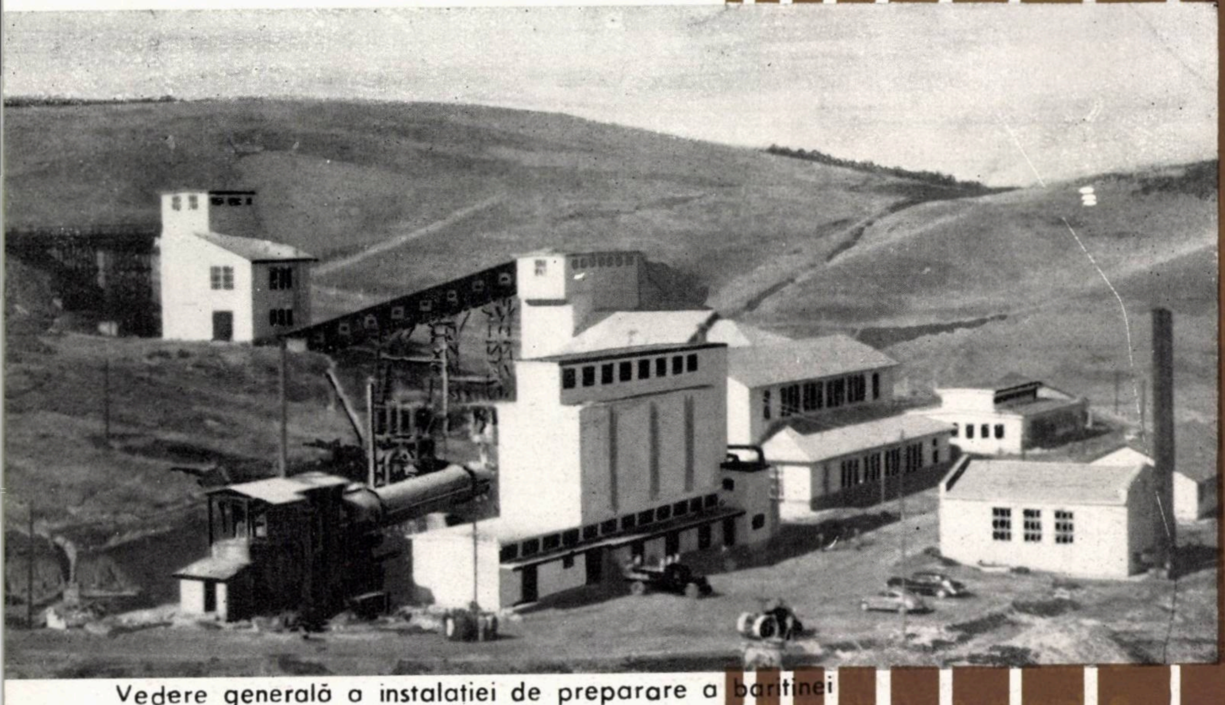


execută prin unitățile sale

- *preparații complexe*
- *turnuri de extracție*
- *drumuri, căi ferate, poduri*
- *alimentări cu apă*
- *construcții hidrotehnice*
- *funiculare*
- *construcții industriale și civile*

BUCUREȘTI ◆ CALEA VICTORIEI 48 ◆ TEL. 16.39.70.

TRUSTUL MINIER
DOBROGEA

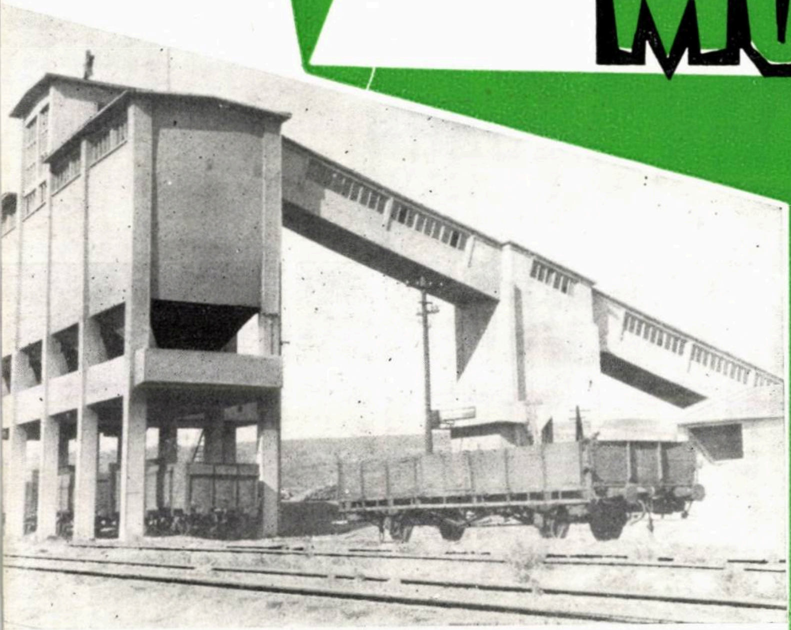


Vedere generală a instalației de preparare a baritinei
de la SOMOVA

M.M.E.E.

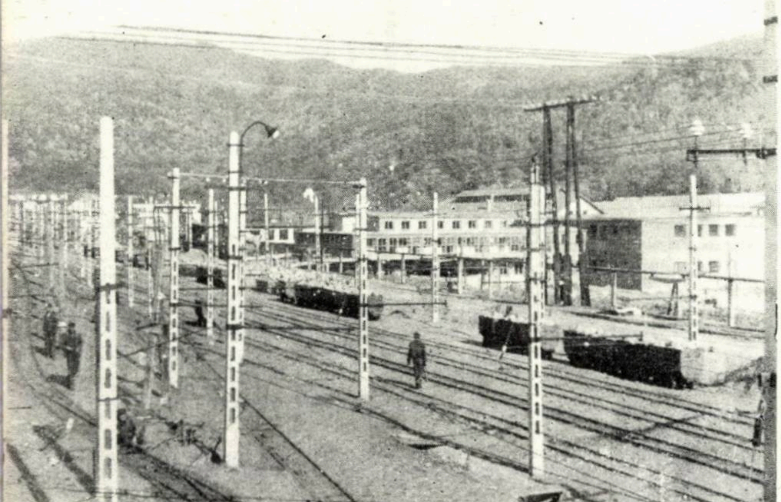
D.G.C.

Trustul minier MUNTENIA Ploiești



E. M. CEPTURA: Stație sortare — însilozare

E. M. FILIPEȘTI: Triajul Palanga cu vedere spre complexul social



Livrează prin unitățile sale:

Produse de lignit STAS 1317/54; 1316/55; 5499/57

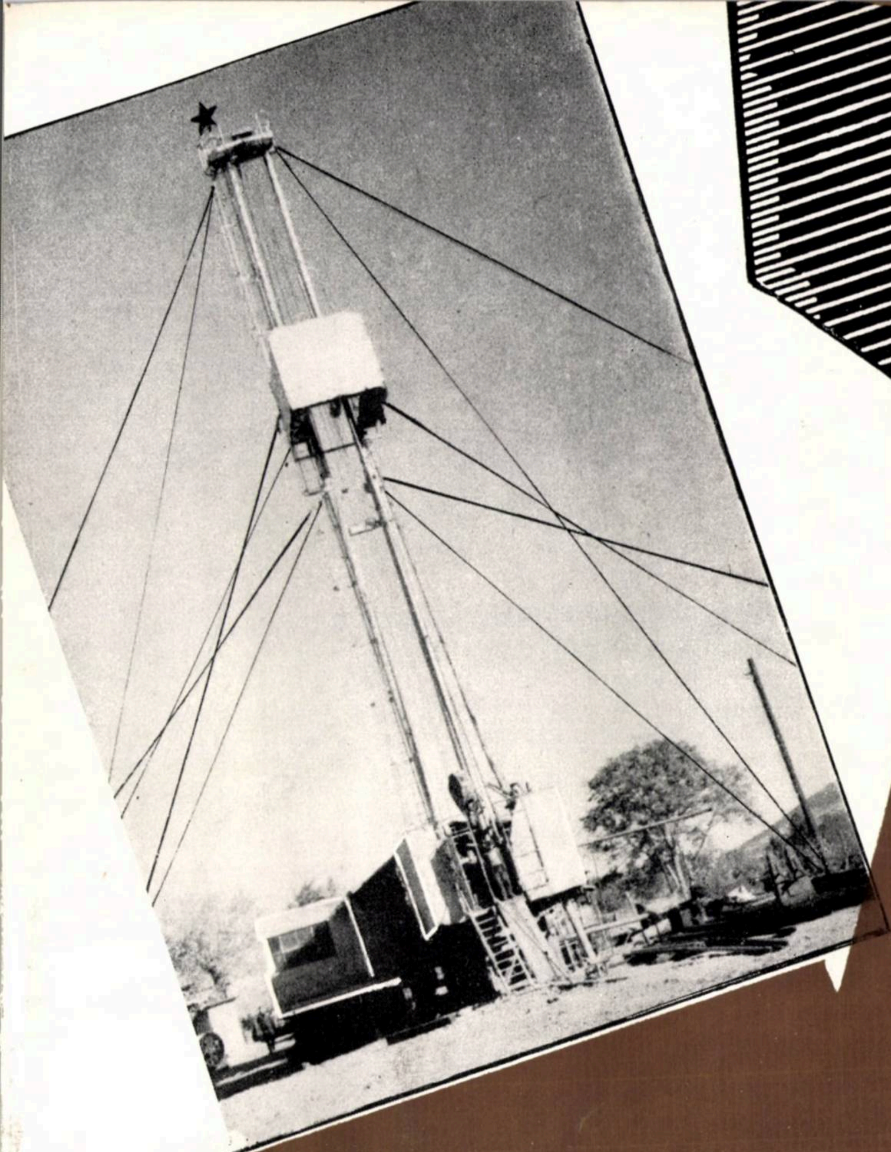
- lignit sort 0 — 30 mm
- lignit sort 0 — 700 mm
- lignit sort 30 — 350 mm
- lignit sort 30 — 700 mm

Produse de sare:

- SARE COMESTIBILĂ STAS 1465/58:
  - sare bulgări de 5—50 kg
  - sare uruială în granulație de 2—4 mm ambalată în saci de 50 kg și vrac
  - sare măruntă iodată în granulație de 0—2 mm ambalată în saci de 50 kg
  - sare fină iodată în granulație de 0,3—1 mm ambalată în pachete de 1 kg
- SARE INDUSTRIALĂ NEAMBALATĂ DE DIFERITE SORTIMENTE STAS 2906/51

Comenzile se primesc de către:

TRUSTUL MINIER „MUNTENIA"
STR. N. BĂLCESCU Nr. 19, PLOIEȘTI

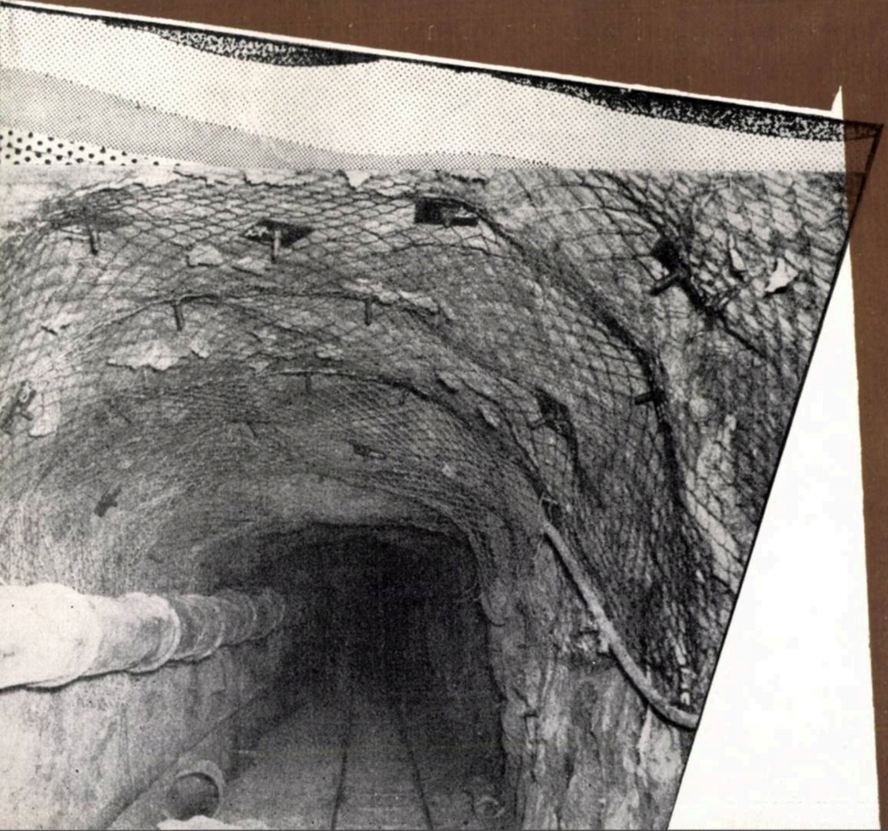


TRUSTUL DE PROSPECȚIUNI ȘI EXPLORĂRI MINIERE

Execută :

- prospecțiuni geologice și geofizice
- ridicări topografice
- explorare prin foraje și lucrări miniere
- analize de laborator
- deschiderea zăcămintelor de substanțe minerale utile pentru :
  - — minereuri neferoase : cupru, zinc, plumb, aur ;
  - — minereuri de fier ;
  - — minereuri nemetalifere : argile refractare, disten, feldspat, nisipuri metalurgice ;
  - — săruri de potasiu ;
  - — cărbuni cocsificabili și energetici

București, str. Izvor nr. 78 telefon 27.20.00



DISTILERIA CHIMICĂ DE LEMN Nr. 2 MARGINA
ȘI SECȚIA REȘIȚA

Produce și livrează fără repartiție:

SPUMANTOL

- — Agent de spumare și aglomerare a minereurilor neferoase
- — Impregnarea lemnului

LAC DE BACHELITĂ

- — Izolări de bobinaje la motoare electrice
- — Material de impregnare pentru lemn, asbest, mucava
- — Lac aplicabil pe suprafețe metalice
- — Liant pentru materiale abrazive
- — Adeziv în industria periilor

SELAC ARTIFICIAL

- — Lac pentru mobilă
- — Fabricarea cerii pentru sigilii
- — Fabricarea chiturilor
- — Material izolant

GUDRON BRUT ȘI GUDRON SPECIAL pentru industria cauciucului

- — Ingredient la fabricarea cauciucului
- — Liant pentru coloranți și vopsele
- — Construcții de drumuri

SMOALĂ DE LEMN

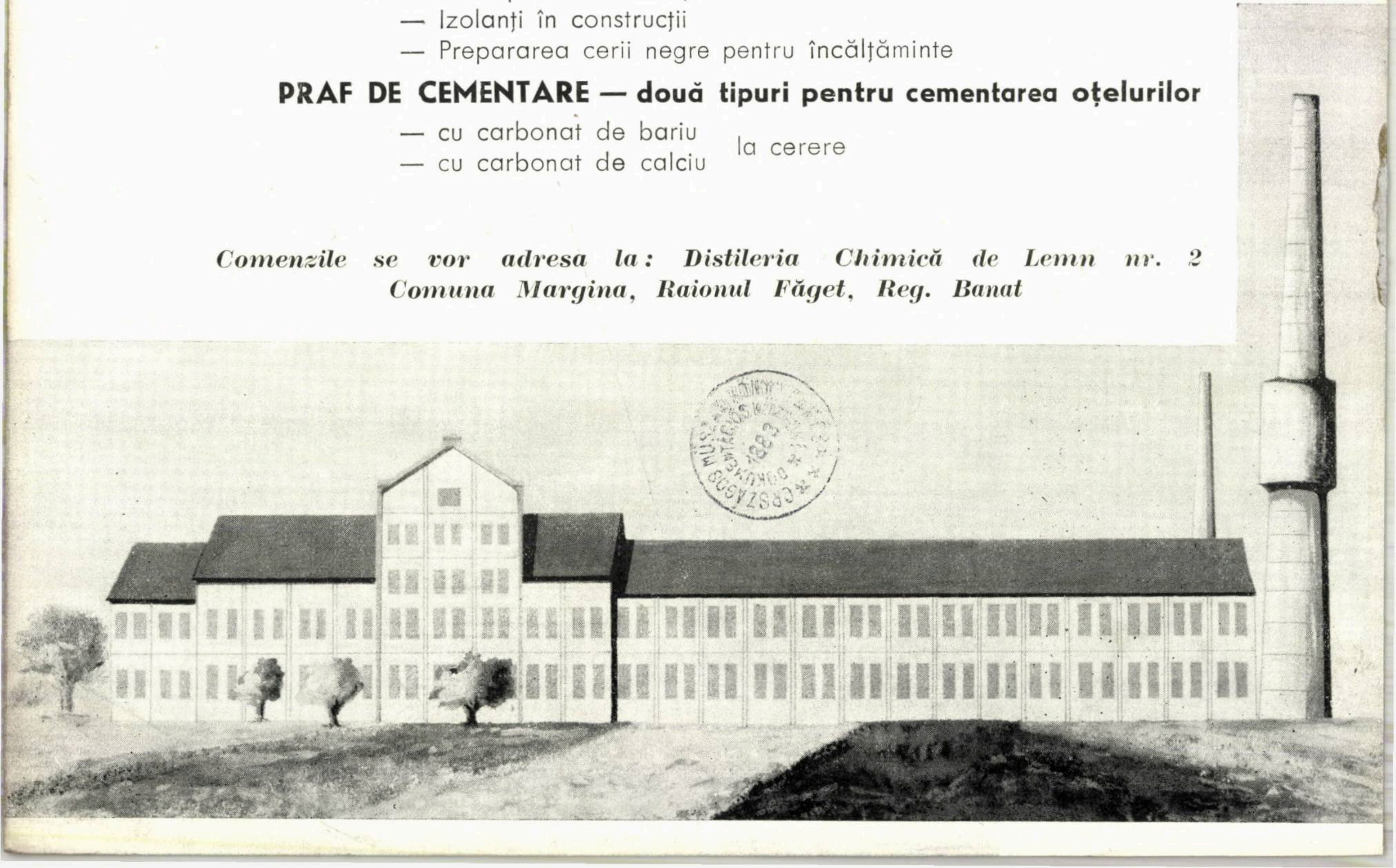
- — Prepararea vopselelor
- — Liant pentru coloranți
- — Izolanți în construcții
- — Prepararea cerii negre pentru încălțăminte

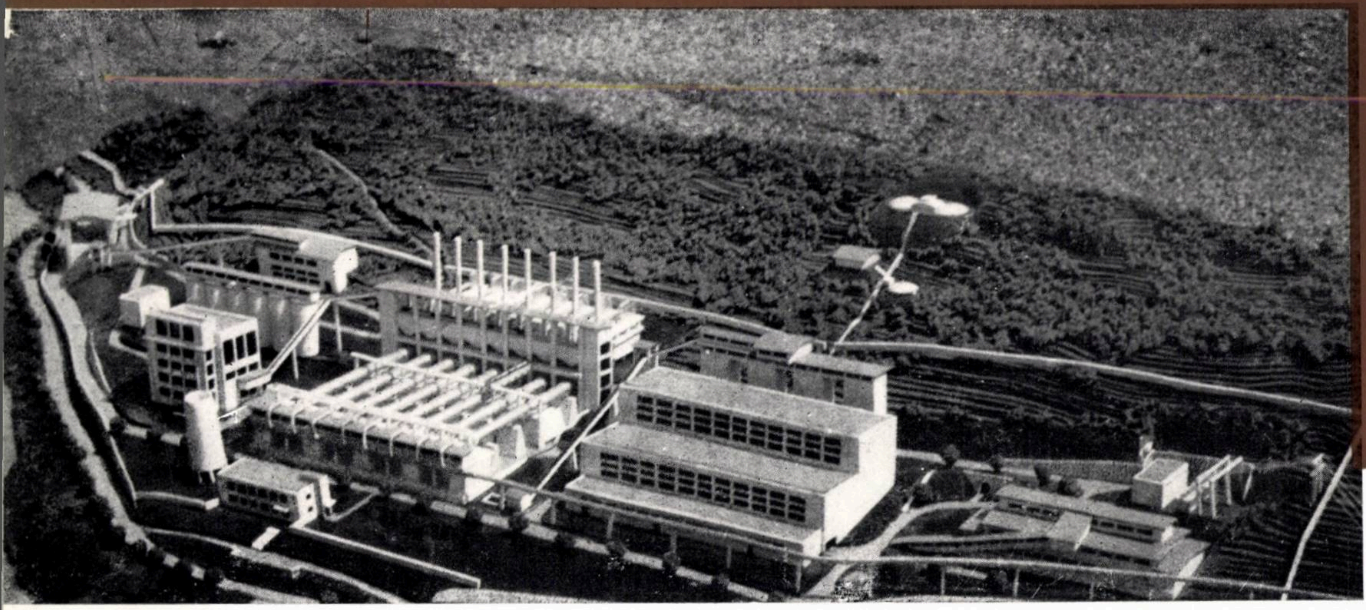
PRAF DE CEMENTARE — două tipuri pentru cementarea oțelurilor

- — cu carbonat de bariu
- — cu carbonat de calciu

la cerere

Comenzile se vor adresa la: Distileria Chimică de Lemn nr. 2 Comuna Margina, Raionul Făget, Reg. Banat

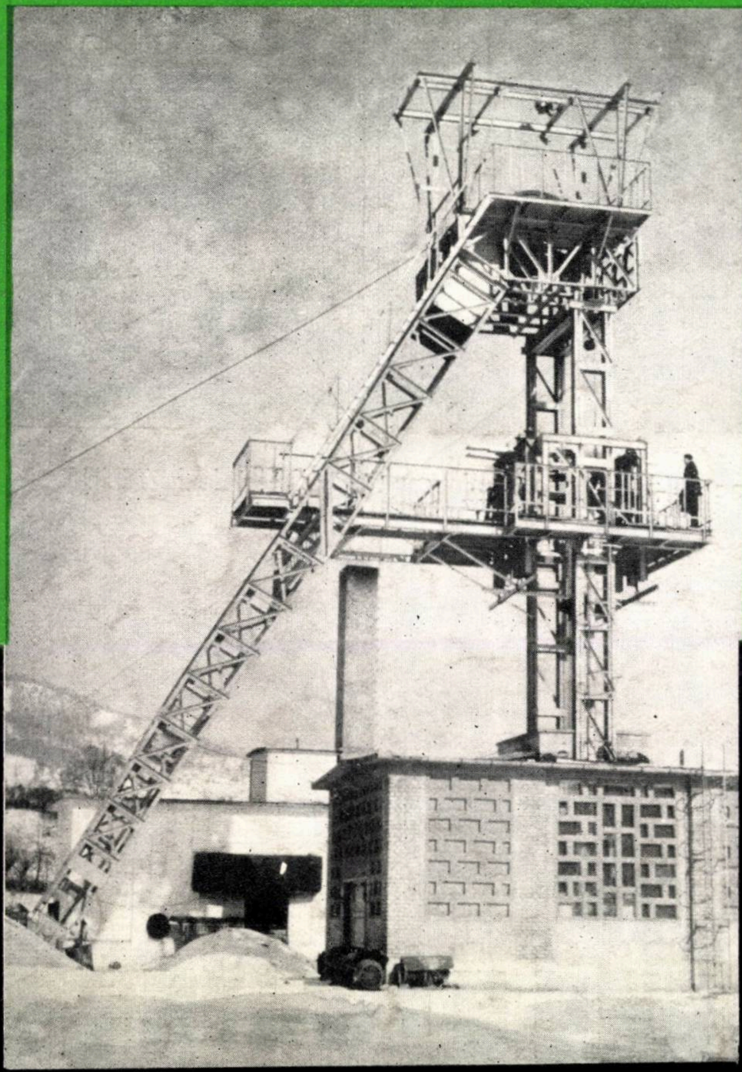




Uzina de preparare a minereurilor de fier de la TELIUC

Trustul minier DEVA

Turnul nou al puțului de aeraj „CAROLINA"



COMBINATUL CARBONIFER VALEA JIULUI

E 1433

REVISTA MINELOR

Szab. Tev

12

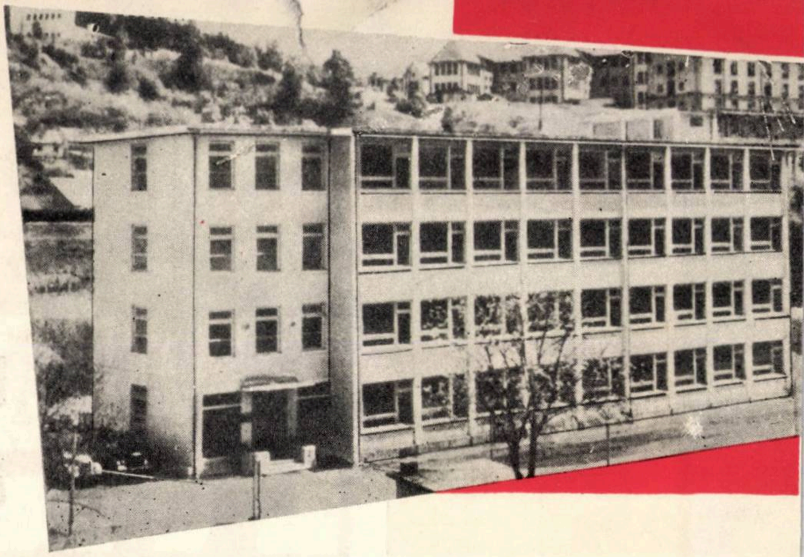
DECEMBRIE

1964

BUCUREȘTI

VOLUMUL XV • PAGINA 617—666

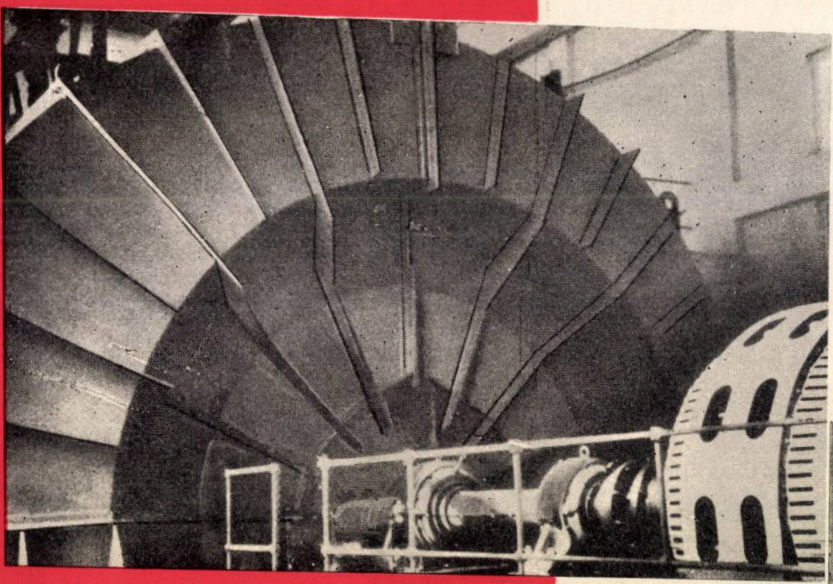
STAȚIA *de* CERCETĂRI *pentru* SECURITATE MINIERĂ

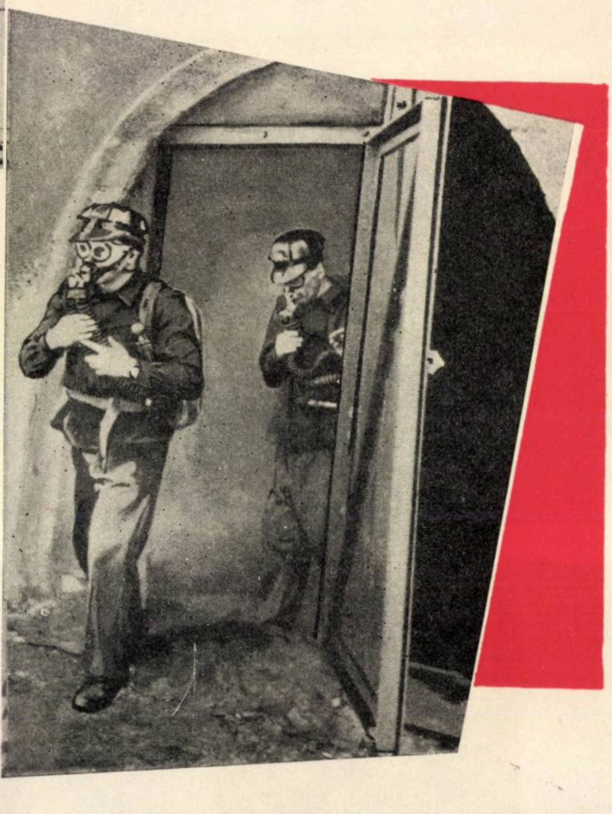


FILIALA
ICEMIN DIN
PETROȘENI

Efectuează studii și lucrări în domeniile:

- aerajul minelor
- mărirea gradului de securitate la folosirea explozivilor și utilajului electric în minele grizutoase,
- regimul degajărilor de gaze și degazarea zăcămintelor de cărbuni
- combaterea prafului de cărbune
- prevenirea, combaterea și lichidarea focurilor subterane
- prevenirea îmbolnăvirilor profesionale
- operații de salvare minieră

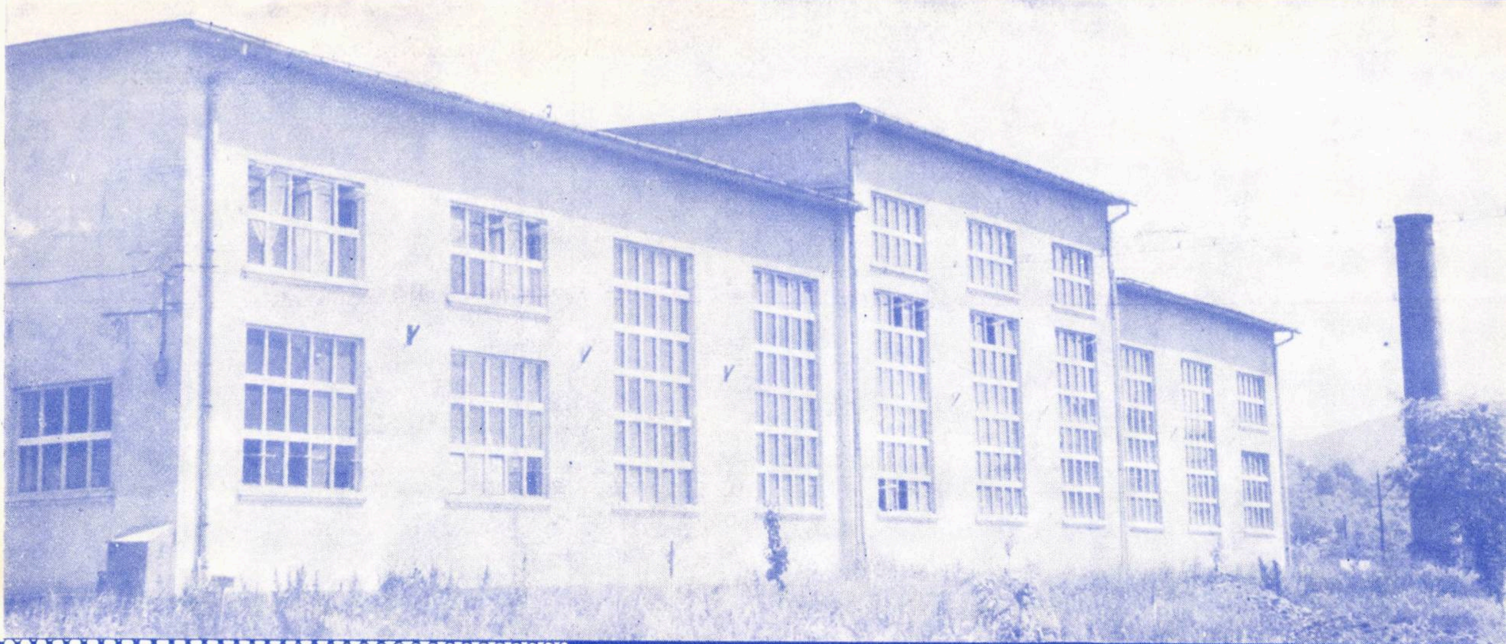




TRUSTUL AURULUI BRAD

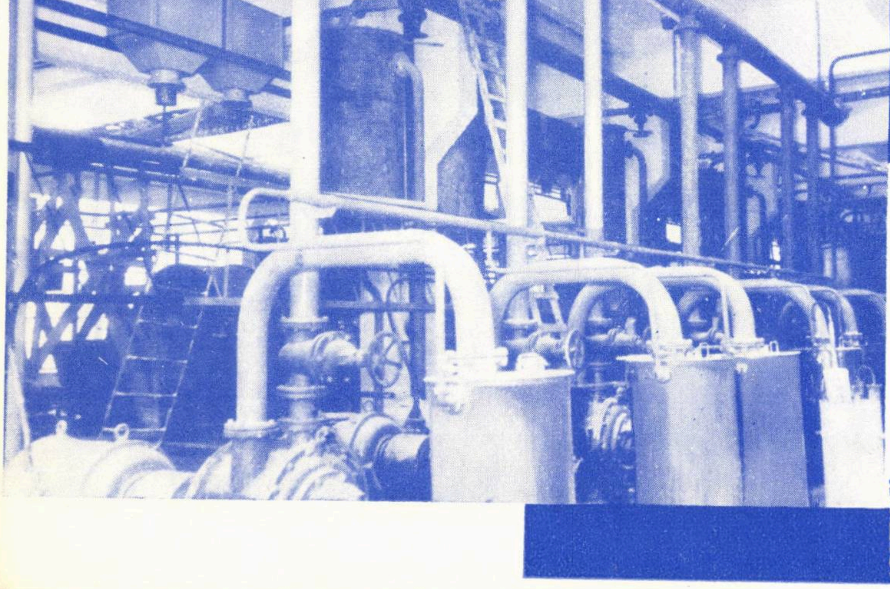
E.M. ZLATNA

UZINA DE PREPARARE A MINEREURILOR



Stația pilot — Sectorul de cercetări miniere

Flotația centrală — Secția de pompe



TRUSTUL MINIER BAIA MARE

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT
1963

Revista MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ȘI ENERGIEI ELECTRICE ȘI AL CONSILIULUI NAȚIONAL AL INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR

CUPRINS

GRIGORE, I. **Contribuții la paralelizarea erupțiilor terțiare din R.P.R. și obiectivele mai importante pentru cercetări geologice** 617–622

MARIAN, I. și ILIAȘ, N. **Determinarea proprietăților fizico-mecanice ale cărbunilor din Valea Jiului în vederea mecanizării tăierii lor** 622–628

ANTON, P. **Experimentarea amestecului exploziv de azotat de amoniu și motorină în exploatări la zi și subterane** 629–638

ȚEPELUȘ, P. **Unele probleme pe care le ridică progresul tehnic în domeniul mașinilor de extracție minieră față de normele de tehnica securității din țara noastră** 638–646

VÎLCEA, N. și MIHĂILESCU, LIDIA **Epurarea apelor reziduale de la uzinele de preparare a cărbunilor** 646–650

NOTE

GEORGESCU, D., SAVIN, F. și VAIS, C. **Aparat pentru recoltarea netulburată a probelor din terenuri necoezive și slab coezive** 650–652

INFORMAȚII

Congresul internațional minier de la Salzburg (15–21 septembrie 1963) 653–663

INDEX BIBLIOGRAFIC

COMITETUL DE REDACŢIE

Conf. ing. LUBENESCU D., Laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct; ing. ANTON P.; ing. BALTAREŢU R.; conf. ing. BUZATU C.; candidat în ştiinţe prof. ing. COVACI ŞT.; economist ENACHE M.; ing. FOLEA I.; prof. dr. ing. HUBER PANU membru corespondent al Academiei R.P.R., prof. dr. IANOVICI V. membru corespondent al Academiei R.P.R., Laureat al Premiului de Stat; ing. KISS A.; ing. ROMAN P.; ing. ŞERBAN A.; prof. ing. VANCI GH., candidat în ştiinţe ing. VLAD P.

Revista Minelor, organ al Ministerului Minelor şi Energiei Electrice şi al Consiliului Naţional al Inginerilor şi Tehnicienilor din R.P.R. (CNIT). Redacţia: Bucureşti, Strada Sfîntul Ion Nou nr. 33, Raionul Tudor Vladimirescu. Telefon 21.26.03. Administraţia: IPROMIN Bucureşti, Calea Victoriei nr. 109. Raionul 30 Decembrie. Telefon 13.26.45. Instituţiile pot achita abonamentele pentru biblioteci şi cabinetele tehnice în contul nostru de virament: IPROMIN — Publicaţiile Tehnice M.M.E.E., cont 04002014 B. I. Filiala Bucureşti. Tarif pentru întreprinderi lei 100 anual. Tarif pentru muncitori, tehnicieni şi ingineri lei 30 anual. Preţul unui exemplar lei 5. Tiparul: Întreprinderea Poligrafică „INFORMAŢIA", Bucureşti c. 4180

43 413

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

Contribuţii la paralelizarea erupţiilor terţiare din R.P.R. şi obiectivele mai importante pentru cercetări geologice*

Geol. *I. GRIGORE*

În articolul intitulat „Contribuţii la stabilirea vîrstei geologice a erupţiilor vulcanice din masivul muntos Călimani-Gurghiu-Harghita“, publicat în Revista Minelor nr. 1 din anul 1962, s-a arătat, pe bază de microfaună, vîrsta începerii erupţiilor andezitice din acest masiv. Începutul acestor erupţii a fost fixat la partea inferioară a sarmaticului.

Determinarea vîrstei sarmatice pe bază de microfosile a permis şi o corelare a vîrstei erupţiilor vulcanice de aici cu erupţiile din regiunea Baia Mare, conducînd la o dezvoltare unitară a fazelor de erupţie, cu deosebirea că la Baia Mare rocile vulcanice au un caracter fiziografic mai variat.

Primele manifestări vulcanice în lanţul vulcanic Harghita-Călimani au avut loc în helveţian prin apariţia dacitelor din Călimani şi Rodna, care corespund tufurilor dacitice din jurul oraşului Dej. La începutul sarmaţianului au avut loc erupţii de andezite amfibolice, atît în regiunea vulcanică Baia Mare, cît şi în Călimani — Harghita, care corespund cu cineritele andezitice din sarmaţianul de la Hudeşti, semnalate de către I. Simionescu.

Urmează apoi andezitele cu piroxeni şi hornblendă, semnalate la Jereapăn, Capnic, Herja şi Nistru şi care corespund pînzei mediane din Munţii Gurghiului, care se situează în sarmaticul mediu.

În faza de erupţie următoare apar andezite piroxenice bazaltoide, ce acoperă zona de la Tarna Mare pînă la Sighet, iar în partea de sud a regiunii vulcanice Baia Mare formează dicuri, stîlpi şi curgeri de lave cu dezvoltări mai reduse. În Munţii Gurghiului această pînză acoperă partea superioară a edificiului vulcanic, constituind pînza andezitelor cu augit şi hipersten.

Aceste andezite se situează în meotic şi pontic şi corespund cu cineritele din jurul oraşului Bacău, cu cele din bazinul Comăneştilor, precum şi cu cele din formaţiile pontice ale bazinului Transilvaniei.

O altă fază eruptivă corespunde andezitelor cu biotit care se întîlnesc, atît la Baia Mare, acoperind crestele masivului Gutăi, cît şi masivul Harghita — în craterul Cucu, la Pilisca, Murgău, Sf. Ana şi Büdos.

Aceste erupţii s-au manifestat probabil la sfîrşitul ponticului sau în perioada daciană, corespunzînd cu cineritele din bazinul Bîrsei (bazinul lignitifer de la Căpeni) şi în dacianul Subcarpaţilor din Muntenia.

După dacian au erupt bazaltele de la Racoş.

În Munţii Apuseni studiile stratigrafice ale erupţiilor vulcanice nu sînt precizate decît în limite largi. Acolo unde s-au putut face observaţii de paralelizare a formaţiilor eruptive cu depozitele sedimentare, se conchide că printre erupţiile mai vechi sînt şi cele dacitice şi riolitice. În bazinul Băiţa — Săcărîmb peste conglomeratele de la baza miocenului stau marne şi gresii roşii cu o grosime de circa 20 m şi care sînt bine deschise pe pîrîul Romii, la Voia şi pe capătul de sud-est al masivului calcaros Hulpuş (Draica). Deasupra acestora urmează cinerite albe şi verzui de mai mulţi metri grosime, între care se intercalează şi un calcar cu litothamnium. Deducem că în timpul sedimentării calcarelor cu litothamnium au avut loc puternice erupţii care au dat naştere cenuşilor dacitice. Este posibil, aşa cum rezultă din studiile anterioare, ca aceste cinerite să aibă originea în centrele vulcanice de la Cîinel, Dealul Fetii şi Stănija-Jidovul. Erupţiile ar corespunde tufurilor dacitice din mediteraneanul al II-lea din bazinul Transilvaniei şi care se situează deasupra tufului dacitic din jurul oraşului Dej. De aici ar rezulta că erupţiile dacitice din Munţii Apuseni şi cele din Munţii Călimani şi Rodna s-ar situa în helveţian şi tortonian.

La această fază de erupţie din Munţii Apuseni se poate asocia şi erupţia riolitelor de la Roşia Montana. Acestea ar corespunde cu tufurile şi aglomeratele riolitice situate în partea de vest a regiunii Baia Mare (Ilba şi Băiţa) şi unde se intercalează în depozitele tortoniene.

Mai noi decît erupţiile dacitice, apar în bazinul Zlatnei andezitele amfibolice de la Breaza, care nu trebuie privite ca umplutura unei singure erupţii, deoarece apar constituite dintr-un fascicul de mai multe canale ascendente, de vîrstă diferită, între care au rămas resturi de sedimente miocene. Andezitele amfibolice sînt propilitizate, plagioclazul fiind un andezit zonar, iar hornblenda este alterată, uneori alcătuită numai din resturi şi adesea transformate în clorit.

---

* Se supune discuţiei.

În bazinul Săcărîmb — Băiţa andezitele amfibolice, care apar pe Valea Bolcana şi la Măgura, se situează peste formaţiile tortoniene. În depozitele sarmaticului inferior apar intercalaţii de cinerite andezitice.

În regiunea Brad se cunosc numeroşi stîlpi andezitici care au fost interceptaţi de lucrările miniere subterane care au pus în evidenţă cele mai importante zăcăminte de aur din ţară. Andezitele sînt în general alterate, dar se poate recunoaşte totuşi că roca iniţială a fost constituită dintr-un andezin la care se adaugă hornblendă şi hipersten.

Nivelurile inferioare ale piroclastitelor care aparţin andezitelor amfibolice alternează cu sedimentele argiloase cu intercalaţii de ghips şi stau deasupra stratelor de cărbuni. Acestea reprezintă dovezi că erupţiile au început din sarmaţian.

Fără îndoială că în acest complex eruptiv apar şi roci mai tinere cu variaţii petrografice în timp.

În aceeaşi situaţie trebuie privite andezitele de la Haitău, Frăsinata, Săcărîmb şi Măcrişul, unde sedimentele tortoniene au fost puternic afectate de erupţiile andezitice.

Din exemplele prezentate reiese că andezitele amfibolice în Munţii Apuseni au început în sarmaticul inferior. Aceste andezite corespund cu andezitele amfibolice din regiunea vulcanică Baia Mare, care ocupă o suprafaţă mare între Seini şi Jereapăn şi cu andezitele amfibolice din Munţii Gurghiului.

Compoziţia chimică şi mineralogică a andezitelor amfibolice din cele trei regiuni (Munţii Apuseni, Baia Mare şi Munţii Gurghiului) sînt asemănătoare. Sînt alcătuite din andezin cu 40—50% An, din hornblendă, în general alterată şi transformată în clorit, granule de magnetit şi microlite de plagioclaz şi hipersten. Andezitele amfibolice din cele trei regiuni vulcanice se situează în acelaşi orizont stratigrafic — sarmaţianul. Zăcămintele cele mai importante de minereuri neferoase şi aurifere din Munţii Apuseni şi Baia Mare sînt legate de aceste roci.

Erupţiile ulterioare dau produse cu un caracter puţin mai bazic, reprezentate prin andezite cu piroxeni şi hornblendă, cu structură homicristalină porfirică, cu fenocristale mici de feldspaţi de 2—3 mm şi frecvente cristale de augit de culoare neagră.

În Munţii Apuseni apar mai tîrziu numeroase erupţii dacitice, situate între Săcărîmb şi Porcurea — la Cetraş, Draica, Ştirba şi Duba şi acoperă depozitele miocene, fiind echivalente probabil pliocenului inferior. Asemenea rocă nu se semnalează în lanţul vulcanic Călimani — Harghita. În regiunea Baia Mare ar putea să corespundă probabil dacitelor de Ulmoasa.

Andezitele piroxenice bazaltoide ce apar în regiunea Baia Mare între Tarna Mare şi Sighet, care acoperă partea superioară a edificiului vulcanic Gurghiu, sînt de vîrstă pontică. În Munţii Apuseni apar asemenea andezite sub forma unor stîlpi în masivul Breaza, pe Valea Ampoiului şi andezite de Zîmbriţa, ale căror piroclastice formează intercalaţii în depozitele pontice, precum şi unele andezite la Hărţăgani.

Culoarea acestora este cenuşie-negricioasă, cu minerale femice, reprezentate prin augit şi hipersten, plagioclazii reprezentaţi prin andezin-labrador. Prezintă structură porfirică şi textură masivă.

Andezitele cu biotit care acoperă partea sudică a Harghitei se întîlnesc şi în masivul Gutăi din regiunea Maramureş, precum şi în cîteva porţiuni de lîngă masivul Igniş. Asemenea andezite sînt semnalate în Munţii Apuseni la sud de Baia de Arieş — la Geamîna, la Suligata, Poieni şi în alte zone mai puţin importante. Ele sînt lipsite complet de influenţa factorilor hidrotermali. Ţinînd seamă de poziţia acestora faţă de celelalte roci eruptive, de lipsa completă a fenomenelor hidrotermale, considerăm că ele au erupt la începutul dacianului, corespunzînd cu cineritele din bazinul Bîrsei şi cele din dacianul Subcarpaţilor din Muntenia.

Ultimele erupţii vulcanice semnalate în toate regiunile (Harghita — Călimani, Munţii Apuseni, Baia Mare) sînt bazaltele, care se cunosc în partea de sud a masivului Harghita — Baraolt — la Racoş pe valea Oltului, la Detunata în Munţii Apuseni etc.

Pentru stabilirea unei paralelizări între erupţiile vulcanice din cele trei regiuni redăm în figura 1 patru coloane stratigrafice sintetice din Munţii Apuseni, bazinul Transilvaniei, masivul Gurghiu — Harghita şi din neogenul extracarpatic, încercînd totodată să stabilim o corespondenţă între ele.

Dovezi mai concludente privind vîrsta şi caracterul erupţiilor sînt furnizate de cineritele care sînt intercalate în formaţiile bazinului Transilvaniei. Cineritele din bazinul Transilvaniei corespund lavelor rezultate din erupţiile vulcanice din Munţii Apuseni, Baia Mare şi Călimani — Harghita.

A. Koch, în studiul asupra formaţiilor neogene din bazinul Transilvaniei, descrie primul tuf dacitic din jurul oraşului Dej, pe care îl ia drept nivel de bază al mediteraneanului al II-lea. Asemenea tufuri dacitice apar şi în partea de sud a Carpaţilor — la Ocnele Mari şi la Slănic-Prahova. Compoziţia chimică şi mineralogică asemănătoare cu lavele dacitice din Munţii Apuseni, dar mai ales cu cele din regiunea Rodna Veche, sprijină ideea că intercalaţiile groase de tufuri dacitice situate la baza mediteraneanului al II-lea reprezintă cenuşile unor explozii dacitice din aceste regiuni.

În mediteraneanul al II-lea din Transilvania mai apar încă 5—6 orizonturi de tufuri dacitice, ceea ce denotă o activitate intensă a vulcanismului din Munţii Apuseni şi din regiunea Rodna Veche în tot timpul helveţianului şi parţial al tortonianului.

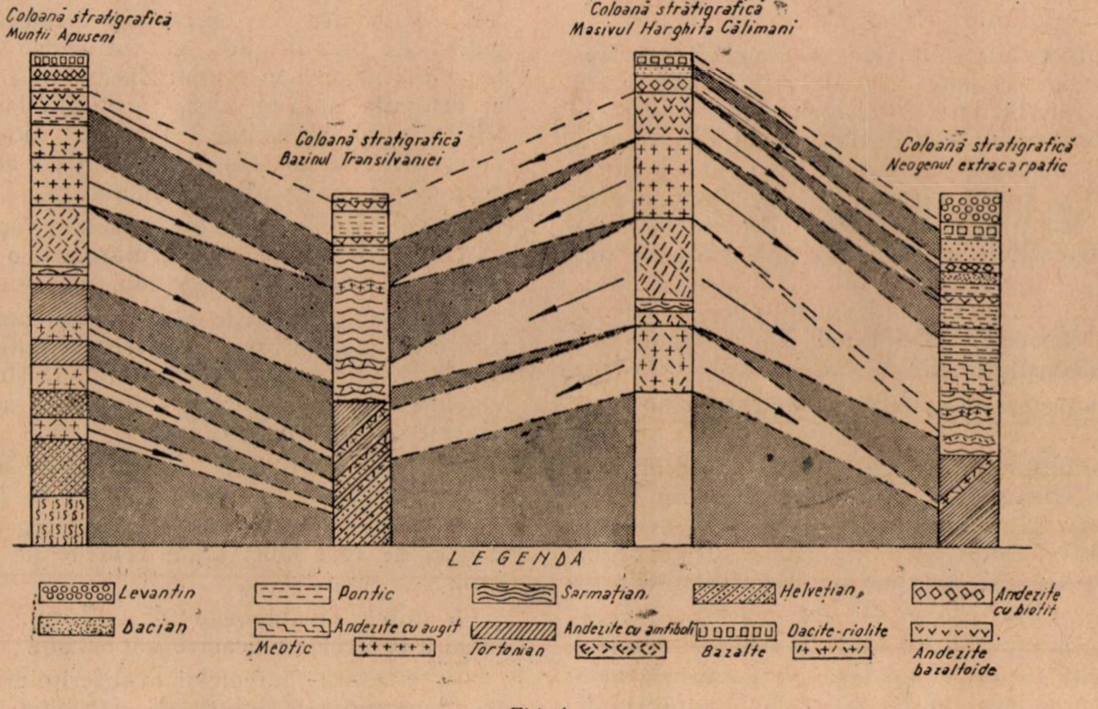

Coloană stratigrafică Munţii Apuseni
Coloană stratigrafică Bazinul Transilvaniei
Coloană stratigrafică Masivul Harghita Călimani
Coloană stratigrafică Neogenul extracarpatic
LEGENDA
Levantin
Dacian
Pontic
Meotic
Andezite cu augit
Sarmaţian
Tortonian
Andezite cu amfiboli
Helveţian
Bazalte
Dacite-riolite
Andezite cu biotit
Andezite bazaltoide

Fig. 1.

Este interesant de semnalat faptul că tufurile dacitice care apar la Racoşul de Jos şi la Slănic-Prahova, fiind foarte departe de centrele eruptive din Munţii Apuseni, ar putea să provină mai sigur din exploziile vulcanice care au avut loc în lanţul Călimani — Harghita. Existenţa dacitelor la Rodna Veche, în partea de est a Călimanilor (dacitele de Drăgoiasa), precum şi prezenţa tufurilor dacitice la Racoş sprijină ideea că asemenea erupţii cu caracter acid s-au manifestat probabil pe toată întinderea lanţului vulcanic Călimani — Harghita, dar sînt mascate de depozitele vulcanice mai tinere.

Activitatea vulcanică din cele trei zone vulcanice a început o dată cu instalarea mării helvetice şi a continuat în tot timpul helveţianului şi parţial în timpul tortonianului, prin apariţia dacitelor, această activitate corespunzînd şi cu nivelele cineritice din bazinul Transilvaniei şi cu cele situate în neogenul extracarpatic. Existenţa locală a unor lave mai acide sau ceva mai bazice se explică prin procesele de diferenţiere magmatică, legate de condiţiile geologice particulare.

În baza sarmaţianului se plasează tuful de Ghiriş, care formează un orizont gros de circa 10 cm şi constant, în special pe marginea de apus a Transilvaniei. Corespunzător acestuia, în jurul oraşului Blaj apar tufuri andezitice, alcătuite din cristale de feldspat (labrador), amfiboli policroici şi piroxeni rari. Asemenea cinerite andezitice şi în aceeaşi poziţie stratigrafică apar şi la Cluj. Tot sarmaticului inferior se atribuie şi orizontul cineritic de la Bazna.

Aceste cinerite pot proveni atît în Munţii Gurghiului-Harghitei, unde erupţiile de andezite amfibolice se situează în sarmaţianul inferior — vîrstă determinată pe baza unor forme micropaleontologice, cît şi din Munţii Apuseni din masivul Breaza, masivul Jiva, eruptivul de la Săcărîmb — Băiţa şi Brad.

Pliocenul din bazinul Transilvaniei începe cu un orizont nisipos gros de 2—300 m, care conţine congerii şi 2—3 intercalaţii de cinerite andezitice. Deasupra urmează un orizont marnos gros de circa 200 m, care conţine fosile de apă dulce şi cardiacee tipice ponţianului, peste care se dispun nisipurile superioare. Un orizont de cinerite se semnalează la partea superioară a marnelor, ce constituie tufurile de Voromloc. Acestea sînt cinerite cu piroxeni şi corespund andezitelor piroxenice din Munţii Gurghiului şi Harghita, celor din regiunea Baia Mare şi andezitelor de Zîmbriţa din Munţii Apuseni, unde formează şi intercalaţii în depozitele pontice.

În regiunea Bacău sînt semnalate cinerite andezitice în compoziţia cărora intră augitul, hiperstenul şi un placioclaz bazic. Asemenea cinerite andezitice sînt menţionate şi în bazinul Comăneştilor, unde sînt asociate cu elemente din faună de Taraclia. Este de menţionat asemănarea mineralogică a acestor cinerite cu andezitele cu augit şi hipersten de la Baia Mare, Munţii Apuseni şi Munţii Gurghiului — Harghita. Din cele amintite rezultă că în perioada meotic-pontic au avut loc erupţii de andezite cu caracter bazic în regiunea Baia Mare, Munţii Apuseni şi Munţii Gurghiului — Harghita.

Din prezentarea datelor se remarcă surprinzător abundenţa cineritelor dacitice în depozitele neogene din bazinul Transilvaniei faţă de raritatea ivirilor de lave dacitice vechi din Munţii Apuseni. Această constatare vine în sprijinul susţinerii că majoritatea cineritelor dacitice provin din erupţiile dacitice din Călimani (Drăgoioasa). Cineritele dacitice nu pot proveni din dacitele de tipul Cetraş, Ştirba, Draica, deoarece acestea acoperă sedimentele miocene fiind deci mai tinere decît cineritele din neogenul bazinului Transilvaniei.

Datele prezentate duc la formularea unor concluzii :

— posibilitatea de paralelizare a erupţiilor mari din lanţul Călimani — Harghita din Munţii Apuseni şi Baia Mare, precum şi a acestora cu depozitele cineritice din formaţiile neogene extracarpatice şi din bazinul Transilvaniei ;

— caracterul fiziografic mai variat al rocilor din regiunile Baia Mare şi Munţii Apuseni are nuanţă locală, fiind legat de condiţiile geologice particulare şi de procesele complexe de diferenţiere magmatică ;

— paralelizarea activităţii vulcanice neogene din cele trei unităţi eruptive permite nu numai stabilirea corespondenţilor petrografici şi a vîrstei geologice a acestora, ci şi posibilitatea de comparare a aportului metalogenetic.

Obiective importante pentru cercetări geologice

În regiunea Baia Mare se cunosc zăcăminte importante de plumb, zinc, aur, argint şi cupru care formează obiectul unor exploatări. Mineralizările de aici sînt legate, în cea mai mare parte, de andezitele amfibolice, mai puţin de riolite, dacite şi andezite piroxenice. În cadrul aceluiaşi zăcămînt se constată existenţa unei succesiuni de faze de mineralizare, în care umplutura crăpăturilor filoniene a fost desăvîrşită. Cercetările geologice realizate în această regiune au adus noi contribuţii în cunoaşterea mineralizărilor, în dezvoltarea lor, au deschis noi căi de investigare pentru punerea în evidenţă a potenţialului de metale neferoase şi preţioase. Deşi investiţiile anuale sînt importante, rezultatele obţinute nu se înscriu întotdeauna la nivelul eforturilor, deoarece criteriile ce au stat la baza cercetărilor nu sînt întotdeauna practic valabile. Factorii care hotărăsc distribuirea mineralizaţiei nu şi-au găsit un reazem practic care să îndrumeze efortul material în zonele cele mai eficiente. Din această cauză apar uneori discrepanţe între efortul material şi rezultatele ce se obţin. Din modul de distribuire a mineralizaţiilor rezultă o legătură a acestora de centrele eruptive importante. Tectonica prevulcanică a avut o influenţă hotărîtoare în localizarea centrelor vulcanice. Tectonica postvulcanică, şi mai puţin cea prevulcanică, au influenţat distribuirea mineralizării în spaţiu. Zăcămintele noi puse în evidenţă întăresc ideea posibilităţilor de găsire a altor zăcăminte. Venirile succesive de lave vulcanice au creat superpoziţii şi acoperirea celor vechi cu venirile mai tinere.

Ţinînd seamă de cele menţionate, se impune ca cercetările viitoare să urmărească o serie de obiective, printre care cele mai importante sînt :

— cercetarea zonelor acoperite cu lave de andezite piroxenice tinere, andezite bazaltice şi andezite cu biotit, pentru determinarea structurilor vulcanice vechi acoperite, folosind în acest scop diverse metode geofizice ;

— determinarea centrelor vulcanice importante, cu precădere a celor formate în sarmaţian şi alcătuite din andezite amfibolice, riolite şi dacite, de care sînt legate venirile de minerale utile ;

— stabilirea aureolelor de influenţă hidrotermală a centrelor vulcanice importante ;

— cercetarea aureolelor la diferite nivele pentru determinarea liniilor de circulaţie a soluţiilor şi a caracterului mineralizaţiei.

Cu excepţia aureolei de influenţă a centrului vulcanic de la Herja şi parţial de la Capnic, toate celelalte centre au fost cercetate incomplet, iar altele nu au fost încă identificate.

În Munţii Apuseni eroziunea a fost mai activă şi a înlăturat în cea mai mare parte cuvertura de produse de explozie, punînd în evidenţă aparatele vulcanice de adîncime. Puţine regiuni se găsesc în situaţia în care aparatele vulcanice vechi sînt acoperite de veniri mai tinere. Menţionăm în acest sens regiunea dintre vîrful Măgura, vîrful Făerag şi vîrful Lelii, regiunea din jurul vîrful Cetraş şi vîrful Măcriş, regiunea din jurul satelor Bucureşti — Rovina, regiunea situată în jurul vîrfului Rotunda.

În această regiune rolul important în venirea mineralizărilor l-au avut andezitele amfibolice, riolitele şi dacitele apărute în sarmaţian. Condiţiile tectonice pre- şi post- vulcanice au hotărît formarea centrelor vulcanice importante şi distribuirea mineralizării. Spre deosebire de regiunea Baia Mare, mineralizările sînt cuprinse în fracturi filoniene de dimensiuni mai mici, în mod destul de frecvent apărînd în unele zone stocurile şi volburile. Exploatările datînd din timpuri foarte vechi, fiind intensificate în diferite perioade cu conjuncturi favorabile au atins adîncimi mari, unde mineralizarea este în descreștere accentuată. În acest sens pot fi amintite mina Băița — Crăciunești din vîrful Sfredel, mina Săcărîmb, unele zone de la Gura Barza etc. Faptele certe constatate la aceste mine trebuie să constituie un îndreptar pentru modul de gîndire al geologilor, care au datoria de a dirija efortul material în zonele cele mai favorabile pentru identificarea de noi zăcăminte.

Trebuie să accentuăm că regiunea neovulcanică a Munților Apuseni are perspective mai limitate decît regiunea Baia Mare. Această certitudine poate constitui baza modului de distribuire a efortului material între cele două regiuni. În afară de zonele importante în exploatare, în care trebuie stabilit un echilibru în dimensionarea cercetărilor geologice, în raport cu planurile de producție în viitorul apropiat și în perspectivă, trebuie dată o atenție deosebită aureolelor de influență din jurul exploatărilor.

Deși s-au executat unele cercetări, totuși aureolele din jurul centrelor vulcanice de la Baia de Arieș, Gura Barza, Troița — Trestia, Roșia Montana, nu sînt clarificate și printr-o orientare atentă și competentă pot aduce contribuții însemnate la rezervele minereurilor aurifere.

În aceeași măsură este necesar ca lucrările de prospecțiune complexă să clarifice situația zonelor amintite mai înainte, mai puțin erodate și care ar putea oferi obiective importante pentru exploatare și punerea în evidență de rezerve însemnate de minereuri aurifere.

În lanțul vulcanic Călimani — Gurghiu — Harghita nu se cunosc pînă în prezent zăcăminte de minereuri neferoase și de minereuri auro-argentifere. S-au pus în evidență un zăcămînt de sulf nativ în regiunea Călimani și zăcăminte de fier în zona Harghita și Călimani.

Spre deosebire de celelalte unități eruptive, în lanțul vulcanic Călimani — Gurghiu — Harghita produsele de explozie n-au fost îndepărtate prin eroziune, iar aparatele vulcanice sînt acoperite. Cuvertura produselor de explozie are o grosime variabilă, de la cîteva sute de metri pînă la circa 1 000 m. Această situație se apropie într-o oarecare măsură de situația constatată în partea de nord a zonei eruptive Baia Mare, adică zona situată la nord de Valea Neagră, nord de Valea Ulmoasa și nord de Valea Limpedea.

Cercetările întreprinse pînă în prezent au dat indicații asupra existenței unor conținuturi de aur și argint mai puțin de plumb și zinc. De asemenea există indicații prețioase privind manifestarea fenomenelor de hidrometamorfism pe suprafețe mari, în special în limitele căldărilor vulcanice.

Prezența andezitelor amfibolice propilitizate de vîrsta sarmațiană și paralelizarea lor cu specii asemănătoare de andezite din Munții Apuseni și zona eruptivă Baia Mare, de care sînt legate zăcămintele importante de minereuri neferoase și aurifere, ridică problema cercetării eruptivului Călimani — Gurghiu — Harghita.

Un program complex de prospecțiuni geologice, geofizice și geochimice, dozat cu cîteva foraje structurale, ar putea duce la descifrarea structurii și la identificarea criteriilor de exploatare cu posibilități de punere în evidență a unor zăcăminte importante.

Concluzii

În lumina celor expuse mai sus referitor la raporturile stratigrafice dintre erupțiile vulcanice din Munții Apuseni, Munții Maramureș și Călimani — Gurghiu — Harghita, cu formațiile sedimentare din regiunile amintite și cele din bazinul Transilvaniei și din exteriorul Carpaților, rezultă :

— cele mai vechi erupții sînt dacitele și riodacitele de vîrstă helvețiană și tortoniană ;

— la începutul sarmațianului au erupt andezitele amfibolice din cele trei unități vulcanice, fiind reprezentate prin cinerite corespunzătoare în bazinul Transilvaniei și în neogenul din exteriorul Carpaților ;

— începînd din sarmațianul superior și continuînd cu meoticul și ponticul, au avut loc erupții de andezite din ce în ce mai bazice. În această perioadă apar unele erupții mai acide în Munții Apuseni și în regiunea Baia Mare avînd un caracter local ;

— în dacian au avut loc erupțiile de andezite cu biotit în toate regiunile ;

— la sfîrșitul dacianului a avut loc erupția bazaltelor din Munții Apuseni, Baia Mare și Harghita ;

— aportul metalogenetic cel mai important l-au adus erupțiile vulcanice de vîrstă sarmațiană ;

Dat fiind importanța zăcămintelor de minereuri neferoase și aurifere din regiunea Baia Mare și din Munții Apuseni, care au fost exploatate aproape 2 000 de ani, este indicat să se dea o atenție mai mare cercetărilor geologice din lanțul vulcanic Călimani — Gurghiu — Harghita.

Această paralelizare a erupțiilor din cele trei regiuni, dintre care cele din Munții Apuseni și Baia Mare au caracter fiziografic mai variat, pune problema existenței unei legături între ele, care trebuie căutată în fundamentul bazinului Transilvaniei.

BIBLIOGRAFIE

[1] Băncilă, I. : *Geologia Carpaților Orientali.* Edidura științifică, București, 1958.

[2] Nichita, O. : *Etude pétrographique et chimique de la région des Vallès Neagra et Haita du massif des M-ts Călimani, départ. Cîmpulung.* Ann. Sc. Univ. Iassy T. XXI, 1935.

[3] Streckeiscu, A. und Kelterborn, P.: *Pliozäne Andesitstufe am Aussenrand der rumä-*

nischen Karpathen. Ann. Inst. Géol. Roum. vol. XIX, Bucureşti, 1938.

[4] Török, Z. : *Vulcanologia şi stratigrafia Călimanilor de N.E. şi tectonica întregului masiv.* Dările de seamă ale şedinţelor Comitetului geologic, vol. XXXIX (1951—1952), Bucureşti 1955.

[5] Grigore, I. : *Contribuţii la stabilirea vîrstei erupţiilor vulcanice din masivul Călimani — Gurghiu — Harghita.* Revista Minelor, nr. 1, 1962.

[6] Grigore, I. : *Studiu geologic şi petrografic asupra Munţilor Gurghiului.* Editura ştiinţifică, Bucureşti, 1957.

[7[Ghiţulescu, P. T. et Socolescu, M.: *Etude géologique et minière des Monts Mètallifères.* M. O. Imprimeria Naţională, Bucureşti, 1941.

[8] Vancea, A. : *Contributions à l'ètude géologique de la formation a gaz de la Cuvette Translyvaine.* Analele Inst. geologic, vol. XIX.

Determinarea proprietăţilor fizico-mecanice ale cărbunilor din Valea Jiului în vederea mecanizării tăierii lor

Ing. *I. MARIAN*
candidat în ştiinţe tehnice
şi
ing. *N. ILIAŞ,*
candidat în ştiinţe tehnice

Procesul de tăiere a cărbunelui din masiv depinde, în primul rînd, de proprietăţile fizico-mecanice ale cărbunelui şi de starea în care se află în strat, de geometria şi calitatea sculei tăietoare, precum şi de regimul şi principiul de lucru al organului tăietor al maşini. De combinarea tuturor acestor factori depinde consumul de energie la tăiere.

În prezent nu se pot alege, perfecţiona şi crea cu succes noi metod şi mijloace de înaltă productivitate, ştiinţific fundamentate pentru extragerea substanţelor minerale utile, fără o cunoaştere exactă a proprietăţilor lor. De aceea, studierea caracteristicilor fizico-mecanice ale rocilor şi cărbunilor este o condiţie absolut necesară pentru rezolvarea practică a sarcinilor legate de creşterea productivităţii muncii şi introducerea mecanizării şi automatizării în industria extractivă, adică : determinarea domeniului de aplicare a maşinilor de diferite puteri şi construcţii ; introducerea noilor maşini ; calculul maşinilor de tăiere după mărimea rezistenţelor exterioare pe care trebuie să le învingă organul de lucru ; stabilirea măsurilor care asigură îmbunătăţirea granulaţiei cărbunelui ; proiectarea minelor şi a noilor procese tehnologice ; planificarea şi normarea proceselor productive.

Determinarea proprietăţilor fizico-mecanice ale cărbunilor este foarte importantă şi pentru minele din bazinul Văii Jiului, unde toate problemele sus-amintite sînt actuale.

Rezistenţa cărbunilor la tăiere din masiv este determinată de totalitatea caracteristicilor fizico-mecanice ale acestor cărbuni. Caracteristicile fizice şi în special cele mecanice ale cărbunilor sînt determinate de caracterul materialului iniţial, de compoziţia materialului, de gradul de carbonizare, de cantitatea şi caracterul incluziunilor minerale. Combinarea diferită a acestor factori determină o diversitate de caracteristici mecanice şi de structuri ale stratelor.

În afară de aceasta, organele de tăiere ale maşinilor dislocă cărbunele, de obicei întretăind o serie de pachete ale stratului şi se deplasează pe suprafaţa lui. De aceea rezistenţa cărbunilor la tăiere se schimbă în funcţie de valoarea caracteristicilor stratelor de cărbune pe tăietură şi suprafaţă.

Asupra rezistenţei la tăiere o influenţă însemnată exercită, de asemenea, caracterul stării de tensiune a masivului de cărbune sub acţiunea rocilor înconjurătoare, a presiunii gazelor şi a modului de redistribuire a tensiunilor în urma săpării lucrărilor miniere în strat sau în vecinătatea acestuia. În stare iniţială, cărbunele se află în strat sub acţiunea unor forţe de compresiune, care se echilibrează. Prin formarea suprafeţei libere din front se produce un dezechilibru, care creşte pe măsura apropierii de suprafaţa liberă a frontului. Această situaţie dă naştere la tensiuni şi deformaţii în strat, care pot duce la uşurarea tăierii şi uneori chiar la sfărîmarea de la sine a cărbunelui, fără intervenţia uneltei de tăiere a maşinii miniere.

Acest fenomen se observă şi în cazul umflării cărbunelui în front. Umflarea are loc în funcţie de felul cum acţionează presiunea minieră, de gradul de delimitare a cărbunelui de rocile înconjurătoare şi de caracteristicile clivajului. În ultimii ani, acolo unde caracteristicile nu asigură o umflare naturală a cărbunelui, a început a fi utilizată şi umflarea artificială, prin injectarea de apă sub presiune înaltă în strat.

În ceea ce priveşte influenţa conţinutului de gaze a cărbunelui asupra tăriei acestuia, s-a constatat că rezistenţa cărbunelui creşte o dată cu gradul de degazare. Existenţa gazelor în fisurile microscopice face ca coeziunea moleculară între cele două suprafeţe învecinate să se micşoreze. În urma degazării, coeziunea dintre suprafeţele ce delimitează microfisurile creşte ducînd chiar la dispariţia acestor fisuri.

Fisurile, îndeosebi cele microscopice, au un rol important în tăierea cărbunilor întrucît, în general, despicarea unei aşchii de cărbune din strat de către scula tăietoare se face pe aceste fisuri.

Experienţa studierii caracteristicilor mecanice ale stratelor arată că cărbunele nu poate fi considerat ca un corp izotrop, lipsit de încălcarea continuităţii. Se ştie că masivul de cărbune este fragment, în el sînt clar vizibile plane de stratificaţie, fisuri de clivaj. În masiv sînt, de asemenea, incluziuni, care prezintă caracteristici mecanice diferite de cele ale cărbunelui.

Această anizotropie a cărbunelui, precum şi starea sa din masiv, au făcut şi fac ca aprecierea caracteristicilor lui mecanice să se facă cu greutate, iar diferitele rezultate obţinute să nu poată fi întotdeauna comparabile.

Pînă în prezent nu există o metodă unică de stabilire a tăriei cărbunilor. Cărbunii au acelaşi grad de tărie, stabilit prin diferite metode, necesită consumuri de energie diferite, în funcţie de gradul de fisurare şi de caracterul de carbonizare. Influenţa acestor factori asupra consumului de energie la tăiere creşte o dată cu creşterea dimensiunilor aşchiei de cărbune pe care o desprinde o anumită sculă tăietoare.

În prezent, pentru determinarea caracteristicilor mecanice ale cărbunilor şi a rezistenţei lor la tăiere, s-au definitivat, atît metode de laborator, cît şi metode pentru determinarea acestor caracteristici direct în frontul de lucru.

Desigur că determinarea anumitor caracteristici, şi în special a rezistenţei la tăiere direct în frontul de lucru, este avantajoasă în comparaţie cu metodele de laborator întrucît este luată în considerare o serie de factori de mare importanţă cum ar fi presiunea minieră, clivajul etc.

Această împrejurare explică, de altfel, de ce două tipuri de cărbuni, avînd aceeaşi rezistenţă la tăiere (într-un caz determinată în laborator şi într-altul determinată în abataj), necesită în realitate consumuri diferite de energie, uneori cu 200% sau chiar mai mult.

De aici rezultă că determinarea anumitor caracteristici (rezistenţa la tăiere, rezistenţa la perforare), în condiţii de laborator, de obicei nu permite stabilirea valorilor reale (întrucît este neglijată o serie de factori), ci numai valori orientative, comparabile în diferite cazuri.

Drept criteriu pentru determinarea rezistenţei cărbunilor la tăiere din masiv, o serie de autori recomandă principiul energetic.

Baza teoretică a metodelor energetice pentru determinarea proprietăţilor mecanice ale cărbunilor o constituie ipoteza lui Ritinger şi legea Kirpicev-Kik. În concordanţă cu acestea, lucrul mecanic consumat în procesul tăierii este proporţional cu mărimea suprafeţelor nou realizate prin tăiere. Cercetările efectuate de B.M. Leibov au stabilit că suprafaţa nou formată poate fi apreciată prin greutatea clasei cu granulaţie minimă din cărbunele tăiat şi ca urmare a acestui fapt este valabilă expresia :

$$H_w = C \cdot \int_0 \Phi \qquad (1)$$

unde :

H_w este energia specifică de tăiere ;

$\int_0 \Phi$ — cantitatea procentuală de cărbune mărunt cu granulaţia mai mică de 0,22 mm în cărbunele tăiat ;

C — coeficient de proporţionalitate.

Folosind această metodă la mina Lupeni în stratele 15 şi 18, s-au studiat cele mai mici fracţii granulometrice de cărbune mărunt în cazul folosirii maşinii de havat KMP-3, pentru a determina influenţa gradului de fărîmiţare a cărbunelui asupra puterii absorbite de motor de la reţea.

Granulaţia prafului de cărbune depinde direct proporţional de parametrii principali de funcţionare ai maşinilor de tăiat (viteza de avans, viteza de tăiere şi schema de amplasare a cuţitelor pe organul tăietor).

Rezultatele analizelor granulometrice obţinue sînt date în tabela 1. Pe baza acestor date s-a construit graficul din figura 1, care arată că

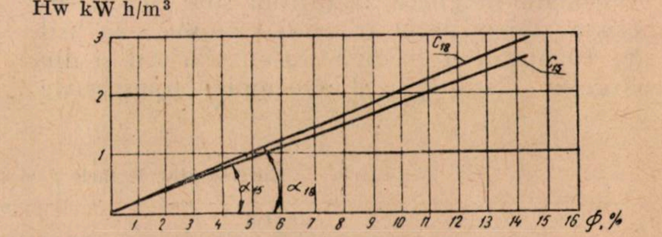


Fig. 1. Dependenţa consumului specific de energie necesară tăierii în funcţie de proporţia de cărbune praf sub 0,025 cm.

Tabela 1

Compoziţia granulometrică a prafului de cărbune

Mediul de tăiere	Trecerea fracţiilor mărunte, %										Pierderi la cernere %
	>0,2 cm	<0,2 cm	0,2 – 0,075 cm	0,075 – 0,05 cm	0,05 – 0,025 cm	trecerea 0,025 cm	0,025 – 0,0075 cm	trecerea 0,0075 cm	0,0075 – 0,001 cm	trecerea 0,001 cm	
Stratul 18	35,90	64,1	23,92	14,06	11,2	14,46	9,52	4,95	3,474	1,47	0,54
Stratul 15	37,83	62,17	22,91	12,9	11,78	14,31	7	6,3	4,23	2,062	0,654

există o dependență liniară a consumului specific de energie electrică în funcție de proporția de praf de cărbune, conform relației (1).

Din grafic se vede că la o tărie diferită a mediului supus tăierii îi corespunde un unghi diferit de înclinare a dreptei.

Coeficientul C (C = tangenta unghiul de înclinare a dreptei) caracterizează tăria energetică a cărbunelui și are valorile $C_1 = \text{tg}\ \alpha_1 = 0{,}202$ kg/cm^2 pentru stratul 18 și $C_2 = \text{tg}\ \alpha_2 = 0{,}182$ kg/cm^2 pentru stratul 15.

Din cele de mai sus se vede că pentru regimul dat de lucru al mașinii de havat tăria mediului de havat a stratului 18 este cu 9% mai mare decît cea a stratului 15.

În cele de mai sus s-a considerat drept praf de cărbune clasa granulometrică mai mică de 0,025 cm.

Analizînd trecerea celorlalte fracții ale prafului, se constată că o dependență analogă se păstrează și pentru alte fracții granulometrice mai mici de 0,025 cm (0,025 — 0,0075 cm) sau mai mari de 0,025 cm (0,075 — 0,05 ; 0,2 — 0,075).

Valorile indicilor de tărie C obținute sînt relative, caracteristice pentru regimul de lucru dat al mașinii. În cazul schimbării acestui regim este posibilă o deviere a valorii indicilor C de la valorile medii stabilite, dar în limite nu prea mari. De aceea acești coeficienți trebuie considerați ca indici medii, orientativi.

O nouă metodă energetică pentru determinarea rapidă a tăriei cărbunelui în conformitate cu considerentele expuse a fost pusă la punct la Institutul de mine al Academiei de științe a U.R.S.S. Potrivit aceste metodologii mărimea suprafeței nou formate este determinată, de asemenea, de trecerea clasei de cărbune sub 0,5 mm.

Metoda, denumită a sfărîmării, s-a folosit și în minele din Valea Jiului și a constat în următoarele :

Pe toată lungimea abatajului spre culcuș, coperiș și din mijlocul grosimii stratului s-au luat cîte 10 bucăți de cărbune, s-au sfărîmat și din măruntul rezultat cu dimensiunile transversale mai mari de 10 mm, s-au ales cinci porții de cărbune cu greutate de 40—80 g fiecare.

Fiecare porție de cărbune s-a vărsat în paharul *1* al unui aparat (fig. 2) și peste el s-a lăsat de cinci ori să cadă o greutate *2* de 2,4 kg de la înălțimea de 0,6 m.

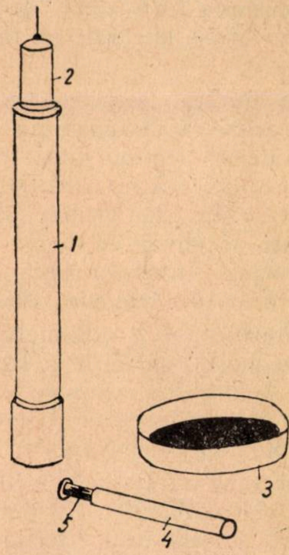


Fig. 2. Aparatul POC.

Toate cele cinci porții de cărbune fărîmițat s-au cernut apoi pe o sită *3* cu orificiile de 0,5 mm.

Trecerea mai mică de 0,5 mm s-a vărsat în corpul *4* al volumometrului și pistonul *5* s-a introdus pînă la refuz în cărbune. După scara marcată pe piston, s-a calculat la nivelul orificiului volumometrului înălțimea coloanei de praf.

Calcularea coeficientului de tărie f, după scara prof. M. M. Protodiakonov, s-a făcut cu o exactitate de 0,1 după formula :

$$f = \frac{103}{h}, \tag{2}$$

unde h este înălțimea coloanei de praf din volumometru, mm.

Tabela 2

Coeficientul de tărie *f* al diferitelor strate de cărbuni *

Stratul \ Mina	Lupeni					Petrila					Vulcan				
	bancul de la culcuș	bancul mediu	bancul de la coperiș	incluziuni sterile	valoarea medie	bancul de la culcuș	bancul mediu	bancul de la coperiș	incluziuni sterile	valoarea medie	bancul de la culcuș	bancul mediu	bancul de la coperiș	incluziuni sterile	valoarea medie
Nr. 3	1	0,89	0,99	2,71	0,96	0,89	0,85	0,79	3,4	0,84	—	—	—	—	—
Nr. 5	0,86	0,86	0,90	—	0,87	0,83	0,67	0,81	—	0,77	—	—	—	—	—
Nr. 6	—	—	—	—	—	0,85	0,74	0,78	—	0,79	—	—	—	—	—
Nr. 8	0,84	0,79	0,74	—	—	0,79	0,81	0,86	—	0,82	—	—	—	—	—
Nr. 9	0,81	0,89	0,76	—	0,82	0,84	0,90	0,81	—	0,85	—	—	—	—	—
Nr. 13	1,03	0,81	0,87	2,6	0,90	0,88	0,82	0,82	—	0,84	—	—	—	—	—
Nr. 15	0,90	0,89	0,79	—	0,86	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Nr. 17	0,86	0,92	0,79	—	0,86	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Nr. 18	0,93	0,90	0,88	1,34	0,90	—	—	—	—	—	0,96	0,90	0,90	1,30	0,92

* Coeficientul de tărie al incluziunilor sterile nu se ia în considerare la calcularea valorilor medii ale coeficientului f al stratelor

Experienţele, pentru determinarea tăriei cărbunilor cu metoda sfărîmării, s-au făcut pentru stratele 3, 5, 6, 8, 9, 13, 15 şi 18 din Valea Jiului la diferite mine.

În tabela 2 sînt daţi coeficienţii de tărie f pentru stratele sus-amintite la minele Lupeni, Petrila şi Vulcan, separat pentru bancurile de cărbune de la culcuşul, mijlocul şi coperişul stratului şi, de asemenea, coeficientul general de tărie al stratului.

Tabela 3

Valorile medii şi limitele de variaţie ale coeficientului f

Stratul	Coeficientul de tărie f			Observaţii
	de la	pînă la	valoare medie	
Nr. 3	0,7	1	0,9	Incluziunile sterile $f = 2{,}7$
Nr. 5	0,6	0,9	0,8	
Nr. 6	0,7	0,9	0,8	
Nr. 8	0,7	0,9	0,8	
Nr. 9	0,7	0,9	0,85	
Nr. 13	0,8	1,1	0,9	Incluziunile sterile $f = 2{,}6$
Nr. 15	0,7	0,9	0,85	
Nr. 17	0,7	0,95	0,85	
Nr. 18	0,8	1	0,9	Incluziunile sterile $f = 1{,}3$

În tabela 3 se dau valorile medii şi limitele de variaţie ale coeficientului f pentru fiecare strat.

Analiza acestor date arată că cărbunii din bazinul Văii Jiului trebuie să fie incluşi în categoria de tărie medie, întrucît coeficientul de tărie f variază de la 0,6 la 1. Datele obţinute de noi infirmă părerea greşită care a existat pînă în prezent, precum că stratele de cărbune din acest bazin ar avea o tărie ridicată. Această aparenţă, desigur, a fost determinată de incluziunile sterile tari din unele strate şi apoi generalizată.

Tot din tabela 3 se constată că, în general, coeficientul de tărie al majorităţii stratelor creşte în lungul bazinului de la est le vest (la mina Lupeni valorile coeficienţilor de tărie ale unora şi aceloraşi strate, în general, sînt mai mari decît la mina Petrila).

Această diferenţă între coeficienţii de tărie (mică de alt fel) se explică prin gradul diferit de metamorfism al stratelor de cărbune în lungul bazinului, metamorfism care creşte de la est la vest.

Pe baza rezultatelor obţinute se pot stabili următoarele :

— diferenţa între tăria cărbunilor diferitelor strate este mică şi sensibil mai mică decît diferenţa dintre tăria cărbunilor în limitele unui abataj sau banc din acelaşi strat ;

— în general bancurile de cărbune plasate spre culcuş au tărie mai mare (cu 5—15%) decît cele din mijloc şi de la coperiş ;

— incluziunile sferosideritice, care sînt prezente în unele strate, au coeficientul de tărie f de la 2,5 pînă la 3,4 ; tăria intercalaţiilor sterile obişnuite este aproximativ egală cu a cărbunelui ;

— tăria cărbunelui în lungul abatajului variază în limite destul de largi (20—50%) ;

— variaţia valorilor singulare ale tăriei cărbunilor prezintă aproximativ 300%.

Datorită anizotropiei cărbunelui şi stării în care el se află în strat forţa de tăiere $\dot{P}_x$ (care se opune tăişului cuţitului pe direcţia de mişcare a acestuia şi care reprezintă componenta principală a forţelor care acţionează asupra sculei tăietoare), nu poate fi calculată teoretic sau să fie stabilită experimental în laborator şi se recomandă cercetarea directă în abataj.

În acest scop au fost construite diferite aparate cu care se studiază rezistenţa la tăiere a cărbunilor direct în front. În figura 3 este reprezentat un astfel de aparat tip DKS-2 construit la Institutul VUGI (U.R.S.S.).

Cuţitul tăietor *1* este fixat la tija *2*, articulată la stîlpul *3*. Tija cu cuţitul tăietor pot fi fixate la înălţimi diferite pe stîlp. Acţionarea se face cu ajutorul troliului *4*, care este ancorat la stîlpul *5*, iar măsurarea rezistenţelor la tăiere se face cu dinamometrul hidraulic înregistrator *6*.

Forţa maximă de tăiere care poate fi măsurată este de 5 000 kg. Aparatul permite tăierea pe adîncimi pînă la 200 mm în cărbune. Încercările normale se execută cu cuţite cu unghi de tăiere de 50° şi de aşezare de 10° şi lăţimi de 20 mm.

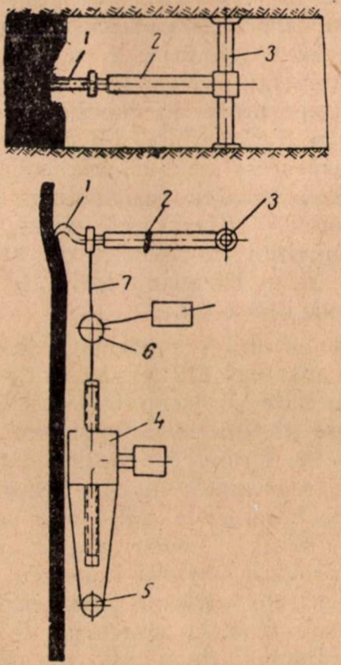


Fig. 3. Aparatul DKS—2.

Neajunsul aparatului DKS-2 constă în faptul că permite tăierea pe o adîncime de numai

200 mm. Acest neajuns este înlăturat la noul tip DKS-4, la care pîrghia permite tăierea pînă la adîncimi de 1,0—1,2 m, fără mutarea stîlpului de fixare.

Pentru determinarea rezistenţelor la tăiere perpendicular pe direcţia de stratificaţie Institutul de cercetări a cărbunelui din Karaganda a construit aparatul DKS-3K, care se deosebeşte de aparatul DKS-4 doar prin faptul că pîrghia la care este fixat cuţitul este articulată la o traversă orizontală montată pe doi stîlpi.

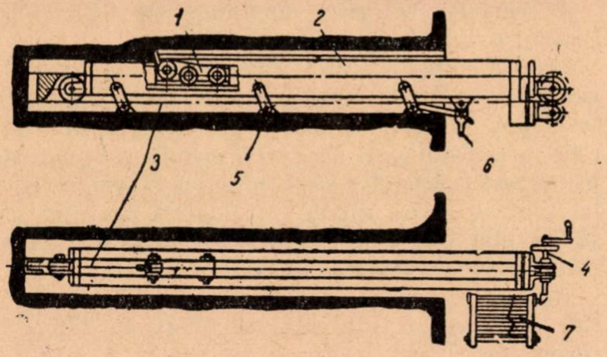


Fig. 4. Aparatul „Vilms".

În figura 4 este reprezentat aparatul „Vilms" (R.F.G.) care se montează într-o gaură executată special în strat. Aparatul constă din căruciorul *1*, pe care se fixează cuţitul tăietor şi care se deplasează pe ghidajul *2* cu ajutorul lanţului *3*. Acţionarea lanţului se face cu troliul manual *4*. Fixarea aparatului în gaură se face cu ajutorul patinelor *5* articulate sub ghidajul *2* şi care se blochează şi se deblochează cu ajutorul pîrghiei *6*. Înregistrarea rezistenţelor la tăiere se face pe banda *7*. Încercările normale se fac cu cuţite cu unghiul de ascuţire de 30° şi de aşezare de 7° şi cu lăţimea tăişului de 10 mm, iar adîncimea de tăiere 6 mm.

Rezultatul studiilor experimentale executate de VUGI cu aparatul DKS-2 în strate de cărbune cu tării diferite, în scopul stabilirii rezistenţelor la tăiere în funcţie de grosimea aşchiei, sînt prezentate în figura 5. Liniile numerotate de la *1* la *11* reprezintă variaţia rezistenţei la tăiere P_x în funcţie de adîncimea aşchiei, pentru diferite strate. Curbele *A* şi *B* reprezintă limitele între care variază consumul de energie pentru 1 m^3 de cărbune tăiat pentru stratele studiate, care duc la concluzia că o dată cu creşterea adîncimii de tăiere, consumul de energie se reduce. Studiile experimentale s-au executat cu un singur cuţit cu unghiul de tăiere $\alpha = 50—60°$ şi cel de aşezare (din spate) $\beta = 10°$, iar lăţimea muchiei tăietoare $b = 20$ mm.

Întrucît rezistenţa la tăiere $P_{x\,med.}$ creşte liniar cu adîncimea *h*, se poate stabili rezistenţa specifică *A* la tăiere pe centimetru de adîncime pentru diferiţi cărbuni. Rezultatele studiilor experimentale efectuate cu aparatul DKS duc la stabilirea valorilor medii pentru rezistenţa specifică la tăiere *A* reprezentate în tabela 4.

Din tabela 4 rezultă că prin cunoaşterea coeficientului de tărie *f* al cărbunilor (după M. M. Protodiakonov) poate fi aproximată şi valoarea lui *A*.

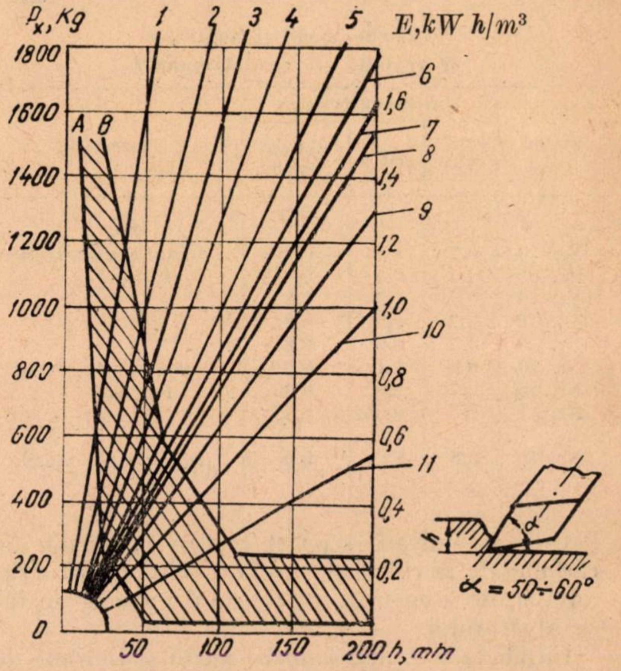


Fig. 5. Variaţia rezistenţei medii de tăiere P_x şi a consumului de energie *E* în funcţie de adîncimea aşchiei *h* pentru diferite strate numerotate de la 1 la 11.

Tabela 4

Categoria cărbunilor	Coeficientul de tărie după prof. M. M. Protodiakonov	$A = \frac{P_{x\,med.}}{h}$
Cărbuni moi	pînă la 1,0	30—150
Cărbuni de tărie medie	1,0—2,0	150—300
Cărbuni tari	2,0—3,0	300—450

Deci în cazul cărbunilor din bazinul Valea Jiului (pentru zonele fără incluziuni sterile tari), care au coeficientul de tărie *f* de la 0,6 la 1,0 rezistenţa specifică la tăiere ar fi de circa 100—150 kg/cm.

Studiile efectuate pînă în prezent arată că un cărbune fibros (cu structură lemnoasă) poate avea rezistenţe la tăiere de 4—5 ori mai mare decît un cărbune cu aceeaşi tărie după scara prof. Protodiakonov, dar cu clivaj pronunţat şi sfărîmicios.

Întrucît, aşa după cum s-a arătat, stratificaţia, clivajul şi fisurile macroscopice şi microscopice au o influenţă deosebit de mare asupra rezistenţei opuse de cărbune la tăiere (studiile experimentale arată că rezistenţa opusă paralel cu direcția de stratificație este de la 1,1 pînă la 4 ori mai mică decît cea opusă perpendicular pe stratificație), iar traiectoria cuțitelor combinelor poate fi orientată diferit în spațiu, în funcție de principiul de funcționare și construcția organului tăietor. Deoarece aparatele existente permit în general determinarea rezistenței la tăiere numai paralel și perpendicular pe stratificație, apare necesitatea de a se crea aparate care să permită cît mai comod determinarea acestei rezistențe după traiectorii diferit orientate pe suprafața de tăiere.

Un asemenea aparat, care să aibă același principiu de funcționare ca și tipul DKS, poate lucra după schema din figura 6, unde pîrghia *1* este articulată la traversa *2* care poate fi fixată sub orice înclinare în inelul *3*, care la rîndul lui este solidarizat cu rama *4* montată pe doi stîlpi *5*. Cablul *6* se trece peste scripetele *7*, ce se ancorează la un stîlp, o traversă sau pană introdusă în vatră. La alegerea locului de ancorare trebuie avut grijă ca forța de tracțiune din cablu să nu dea componentă transversală pe direcția de tăiere. Dinamometrul poate fi montat înaintea scripetelui sau după scripete (în cazul lipsei de spațiu), cînd este necesar a se ține seama de rezistențele suplimentare introduse de acesta.

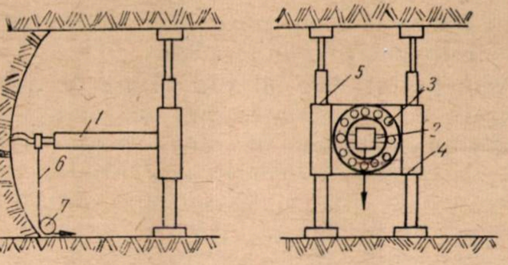


Fig. 6. Aparat pentru determinarea rezistențelor la tăiere după traiectorii orientate diferit pe suprafața de tăiere.

În afara aparatelor mai sus descrise care pot fi folosite, atît la tăierea cu combine, mașini de havat, cît și cu pluguri, au fost construite și aparate destinate special tăierii cu pluguri.

Pentru studierea stratelor de cărbune în scopul tăierii cu pluguri statice cu viteză mare firma „Westfalia Lünen“ a construit un aparat special, care permite măsurarea rezistențelor la tăiere direct în front. Acest aparat prezentat în figura 7 este analog cu aparatul DKS-2 și constă din capul tăietor *1*, fixat la brațul cu tijă filetată ce se poate alungi *2*, care este articulat la stîlpul *3*. Alungirea și scurtarea brațului *2* se fac cu ajutorul tijei filetate și a manivelei *4*. Măsurarea rezistențelor la tăiere se face cu dinamometrul *5*, iar acționarea cu un troliu (care nu este prezentat în figură). Capul tăietor permite tăierea de așchii cu grosimi de 50—150 mm. Adîncimea pe care se poate tăia fără mutarea stîlpului este de circa 0,65 m. Se consideră că stratul poate fi tăiat cu pluguri, dacă rezistențele la tăiere, determinate cu acest aparat, nu depășesc 10 t.

Posibilitatea tăierii stratelor de cărbune cu pluguri în Anglia se studiază cu ajutorul aparatului „Morryson-Basty“ (fig. 8), care constă din cuțitul *1* fixat la tija împingătorului hidraulic *2* alimentat de la pompa de ulei *3*. Cursa cuțitului se înregistrează pe rigleta *4*. Rezistențele la tăiere se înregistrează cu ajutorul manometrului înregistrator hidraulic *5*. În timpul încercărilor experimentale aparatul se introduce într-o nișă executată în front și se fixează la un stîlp de reazem.

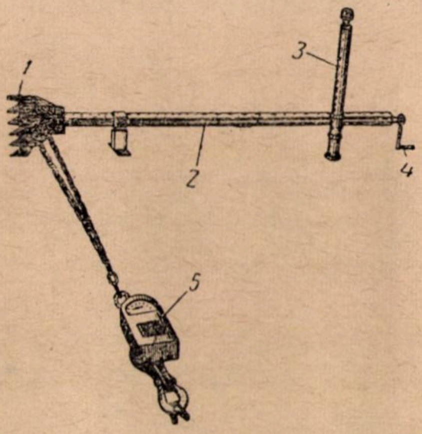


Fig. 7. Aparatul firmei Westfalia Lünen.

Aparatele, descrise mai sus, permit măsurarea valorilor medii ale rezistențelor la tăiere, iar pentru studierea complexă a acestui fenomen, inclusiv forțele dinamice care apar în timpul lucrului mașinii de tăiat, este nevoie de aparate mai complicate montate chiar pe organul de tăiere al mașinii. Asemenea aparate dinamometre cu traductori ohmici, deși rar, se întîlnesc totuși în

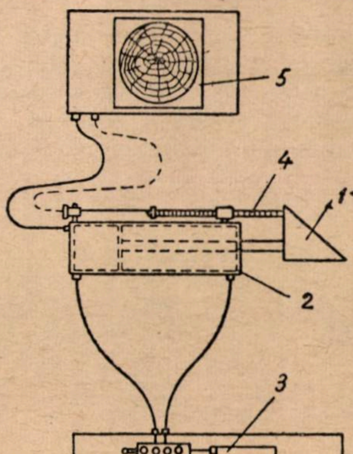


Fig. 8. Schema aparatului Morrison—Basty.

practica mondială însă de obicei se construiesc special pentru un anumit tip de mașină (combină, plug).

Un astfel de aparat, folosit cu ocazia studierii plugului agregatului A-2 în timpul experimentărilor industriale executate la mina „Novo-Mospino" (Donbas), este prezentat în figura 9.

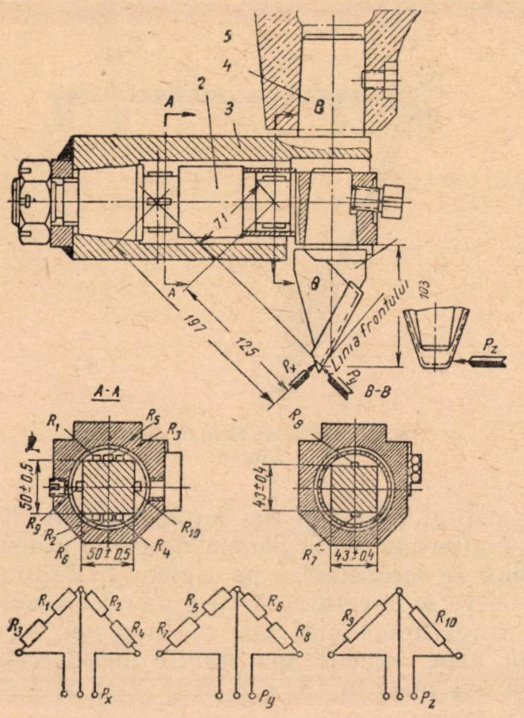


Fig. 9. Dinamometru cu traductori ohmici pentru măsurarea forțelor ce acționează asupra cuțitului plugului.

Aparatul reprezintă un dinamometru cu traductoare ohmice ce poate măsura cele trei componente, care acționează asupra cuțitului. Părțile componente sînt : cuțitul *1* fixat pe capul liber al suportului *2*, montat în consolă în suportul *3*, care la rîndul lui are coada *4* fixată în lăcașul suportului *5*. Acest dinamometru poate fi montat în locul oricărui cuțit al plugului, cu excepția cuțitelor inferioare și superioare. Măsurarea celor trei componente ale eforturilor, care acționează asupra cuțiului P_x, P_y și P_z, se realizează cu ajutorul traductoarelor ohmice, care sînt lipite pe suportul *2*, și al unui oscilograf cu trei canale. Componenta P_x este înregistrată de traductoarele R_1, R_2, R_3 și R_4 amplasate în așa fel, încît linia de acționare a componentei P_y intersectează axa suportului *2* în mijlocul locului unde sînt lipite aceste traductoare pentru a nu influența asupra lor. Influența componentei P_z asupra lui P_x prin deplasarea traductoarelor față de axul suportului, se elimină prin legarea traductoarelor între ele cîte două : R_1 cu R_3 și R_2 cu R_4. Componenta P_y se înregistrează cu ajutorul traductoarelor R_7 și R_8. Pentru înlăturarea influenței componentei P_x asupra lui P_y aceste traductoare sînt legate cu traductoarele R_5 și R_6. Trebuie avut grijă ca în secțiunile *AA* și *BB* să se asigure echilibrarea tensiunilor, iar diferența între rezistențele traductoarelor să nu depășească 0,1 Ω. Echilibrarea tensiunii în aceste secțiuni se asigură prin alegerea parametrilor geometrici. Componenta P_z se înregistrează cu ajutorul traductoarelor R_9 și R_{10}, lipite în așa fel încît linia de acționare a componentei P_y să treacă prin mijlocul lor pentru a exclude influența lui P_y asupra lui P_z.

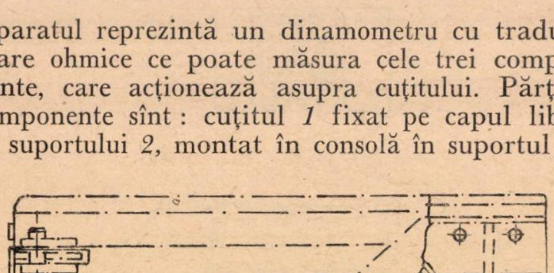


Fig. 10. Schema de montare a dinamometrului electric pe plug :

1 – dinamometrul; *2* – cuțitul dinamometrului; *3* – suportul cu lăcașul de fixare a plugului.

În figura 10 este reprezentată schema de montare a dinamometrului pe plug.

Mai pot fi date și alte tipuri de asemenea aparate cu traductoare, care se folosesc pentru studierea procesului de tăiere direct în abataj Astfel există dinamometrul DRK-14, care se montează la organul tăietor al combinei K-14, dinamometrul DRK-26 pentru combina K-26, dinamometrul DRK-7 pentru combina K-7 etc.

Metoda tensometriei este mai complicată, dar întrucît dă posibilitatea studierii complexe a procesului de tăiere este din ce în ce mai mult folosită.

Pînă în prezent, în toate bazinele carbonifere ale țării proprietățile fizico-mecanice ale cărbunilor au fost insuficient studiate și în unele cazuri de loc, deși cunoașterea lor — așa cum s-a subliniat la început — este de mare importanță.

Chiar și în bazinul Văii Jiului — cel mai mare bazin carbonifer al țării — această problemă (cu excepția cercetărilor amintite) a fost foarte puțin studiată și aceasta se explică în primul rînd prin lipsa unei aparaturi corespunzătoare.

Cercetările amintite efectuate în Valea Jiului, de volum destul de redus, au cuprins numai unele strate și acestea nu pe toată întinderea bazinului ci sporadic, în unele abataje, și de aceea rezultatele obținute au un caracter preliminar, orientativ. Dat fiind importanța mare a problemei, pentru determinarea proprietăților fizico-mecanice ale cărbunilor în Valea Jiului, este necesar să se întreprindă studii sistematice de amploare, bine orientate.

Considerăm că asemenea cercetări ar putea fi cu succes întreprinse, pe baza unei colaborări între ICEMIN-București, C.C.V.J. și Institutul de mine Petroșeni.

Experimentarea amestecului exploziv de azotat de amoniu și motorină în exploatări la zi și subterane

Ing. *P. ANTON*

Introducerea folosirii amestecului exploziv de azotat de amoniu și motorină în industrie în țara noastră a fost inițiată de autor în cadrul ICEMIN pe baza unei propuneri de inovație înregistrată în anul 1961. Cercetările necesare omologării noului exploziv, conduse de autor, au fost efectuate după cum urmează :

— cercetările în fază laborator au fost efectuate de secția cercetări tehnică minieră din cadrul ICEMIN și filiala ICEMIN-Petroșeni prin laboratorul de explozivi și prin laboratorul de analize ;

— cercetările în fază semiindustrială în exploatări la zi s-au efectuat într-o primă etapă (trim. I. 1964) de către secția cercetări tehnică minieră — ICEMIN la cariera de calcar de la Sădulești a fabricii de ciment Victoria socialismului Turda, carierele de calcar ale fabricii de ciment Temelia-Brașov, fiind extinse apoi și la cariera de calcar a fabricii de ciment Bicaz ; într-o a doua etapă cercetările s-au efectuat în carierele de calcar de la Bistrița Petreni și în cariera de siderită de la E. M. Teliuc ;

— cercetările în fază semiindustrială în exploatări subterane au fost efectuate de către secția de cercetări tehnică minieră — ICEMIN, iar măsurătorile de gaze — de laboratorul de analize al filialei ICEMIN-Petroșeni la salina Slănic, E. M. Filipești de Pădure și E. M. Teliuc.

Trebuie subliniat concursul deosebit acordat acestor experimentări de către D.G.I.S. din M.I.C., T. M. Argeș, T. M. Muntenia, T. M. Deva, E. M. Slănic, E. M. Filipeștii de Pădure și E. M. Teliuc din cadrul M.M.E.E., fără de care cercetările nu ar fi fost încheiate într-o perioadă relativ scurtă de timp (ianuarie—iunie 1964).

Cercetările în fază laborator

Azotatul de amoniu se fabrică în R.P.R. în două sorturi principale : azotat de amoniu tehnic (STAS 450—55) și azotat de amoniu îngrășămîntul agricol (STAS 4890—58 care a fost înlocuit ulterior cu STAS 4890—63). Caracteristicile tehnice ale diferitelor sorturi de azotat de amoniu sînt redate în tabela 1.

În ceea ce privește motorina, prin STAS 240—57, se prevede fabricarea a cinci sorturi de motorină în funcție de temperatura punctului de congelare și anume : —20°C, —15°C, —10°C, —5°C și +5°C. Toate aceste sorturi sînt lipsite de impurități mecanice și de umiditate, nu prezintă aciditate minerală și alcalinitate și au o viscozitate la +20°C de 1,2—1,7 grade Engler.

Cercetările în fază laborator s-au efectuat cu trei sorturi de azotat de amoniu ale căror caracteristici principale, din punctul de vedere al amestecului exploziv, sînt redate în tabela 2.

Valoarea capacității de lucru, proba Trauzl, pentru un amestec de 94,5% azotat de amoniu și 5,5% motorină, obținute atît de laboratorul de explozivi al filialei ICEMIN-Petroșeni, cît și de întreprinderea producătoare au fost în medie de 250 cm³ și respectiv 296,2 cm³ cu variații de 235—267 cm³ și respectiv 263,7—328,7 cm³.

Trebuie menționat că la unele determinări, detonația amestecului exploziv a fost incompletă, ceea ce se explică prin burajul superficial al încărcăturii de exploziv în cazul efectuării probei Trauzl. În același mod s-au comportat încăr-

Tabela 1

Caracteristicile tehnice ale diferitelor sorturi de azotat de amoniu fabricat în R. P. R.

Caracteristici	Azotat de amoniu			
	tehnic STAS 456—55	Îngrășămînt agricol STAS 4890—63		
		A	B	C
Aspectul	cristale în formă de solzi	granular	cristale în formă de solzi	granular
Granulație, mm		1—3	—	1—3
Culoare	alb-roz	alb-gălbui	alb-gălbui	alb-gălbui
Azot total, % minim		34,8	34,65	34,56
Umiditate maximă, %	1,5	0,5	0,8	1,0
Acid azotic liber, % maxim	—	0,02	0,015	0,02
Calciu și magneziu, % maxim	0,15	0,05	—	—

Tabela 2

Sortul de azotat de amoniu	Conținut de NH_4NO_3 %	Umiditate, %	Granulație, %				
			peste 2,0 mm	1,6–2,0 mm	1,0–1,6 mm	0,5–1,0 mm	sub 0,5 mm
Azotat de amoniu tehnic purificat	99,82	0,18	2,5	2,6	5,0	22,7	48,2
Azotat de amoniu tehnic	98,79	1,21	21,0	12,0	16,5	43,7	6,8
Azotat de amoniu îngrășămînt-agricol	97,83	0,15	43,5	4,3	7,6	31,0	13,6

căturile de azotat de amoniu şi motorină amorsate cu o amorsă pirotehnică nr. 8 sau cu un cartuş de 100 g exploziv TR, introduse în tuburi de sticlă, în timp ce aceleaşi încărcături introduse într-un mortier de oţel şi burate perfect cu argilă au detonat complet.

Pentru determinarea orientativă a caracteristicilor balistice ale amestecului de azotat de amoniu şi motorină, s-au efectuat încercări comparative de împuşcare a unor aceleaşi încărcături de diferiţi explozivi, în găuri de cinci metri lungime şi 300 mm diametru forate în argilă îngheţată. Încărcătura de exploziv a fost în toate cazurile de 3,0 kg exploziv. Rezultatele acestor încercări sînt redate în tabela 3.

Tabela 3

Tipul explozivului folosit	Sistemul de amorsare	Volumul conului de rupere, m^3	Eficiența, %
Dinamita II (cu 32% nitroglicerină)	amorsă electrică	3,66	100
TR–1 (fără nitroglicerină, cu azotat de amoniu și TNT)	amorsă electrică	2,84	77,5
Exploziv antigrizutos AGC	amorsă electrică	1,46	40,0
Amestec exploziv de 95% NH_4NO_3 și 5% motorină	100 g TR–1 și amorsă electrică	2,69	74

Rezultatele cuprinse în tabela 3 confirmă pe cele obţinute prin proba Trauzl, amestecul exploziv de azotat de amoniu şi motorină prezentînd o capacitate de lucru de circa 350 cm^3 similară celei determinate pentru astralită, exploziv cu 4% nitroglicerină.

Sensibilitatea la transmiterea detonaţei depinde, după cum s-a arătat şi mai înainte, de perfecţionarea burajului. Astfel cu cît burajul este mai perfect etanş, cu atît este posibilă amorsarea amestecului exploziv chiar numai cu o amorsă, în timp ce pe măsura scăderii gradului de etanşare al burajului, este necesară amorsarea cu o cantitate sporită de exploziv brizant (astralită sau dinamită). Cînd amestecul exploziv de azotat de amoniu şi motorină se găseşte în aer liber el nu poate fi pus în stare de detonaţie oricare ar fi sistemul de amorsare : amorsă pirotehnică sau electrică, cartuş de dinamită sau astralită. În ceea ce priveşte determinarea stabilităţii sensibilităţii la transmiterea detonaţiei, s-au menţinut amestecuri de 94,5% azotat de amoniu tehnic sau îngrăşămînt agricol şi 5,5% motorină, la o temperatură cuprinsă între +5°C şi +12°C şi la o umiditate a mediului înconjurător de 60% timp de 1 104 ore sau 46 zile. Folosind încărcături de 0,5 kg amestec exploziv, amorsate cu o amorsă electrică în mortier, şi încărcături de 1 kg amestec exploziv, amorsate cu un cartuş de 100 g dinamită, s-a obţinut detonaţia completă chiar după intervalul de 1 104 ore de la realizarea amestecului. Acest rezultat confirmă pe cele obţinute de cercetările efectuate în alte ţări [1], care arată că amestecul îşi menţine calităţile detonante, chiar după o depozitare timp de trei luni şi nu justifică părerea altor cercetători care susţin necesitatea realizării amestecului exploziv cu cel mult două ore înainte de împuşcare [2].

Determinarea sensibilităţii la şoc, efectuată cu o greutate de 0,3012—3152 kg, chiar cu cădere liberă de la o înălţime de 1 m, a dovedit totala insensibilitate la şoc a amestecului exploziv, ceea ce confirmă cercetările întreprinse în alte ţări, cînd greutăţi lăsate să cadă de la 3 m nu provoacă detonaţia amestecului exploziv, în timp ce căderea aceleiaşi greutăţi conducea la detonaţia dinamitei cu 60% nitroglicerină atunci cînd cădeau de la 0,6 m [3], [4].

În ceea ce priveşte influenţa umidităţii asupra sensibilităţii amestecului exploziv de azotat de amoniu şi motorină, cercetările au pus în evidenţă faptul că detonaţia amestecului exploziv nu se produce la conţinuturi mai mari de 7% umiditate, fapt care a impus stabilirea umidităţii maxim admisibile a amestecului exploziv la 5%. Aceste rezultate confirmă cele obţinute de alţi cercetători străini din care rezultă că limita superioară de umiditate la care se produce detonaţia amestecului exploziv este de 10%. Totuşi cercetările în laborator, cît şi cele în fază semiindustrială, ulterioare, nu au dovedit, în cazul unor încărcături mari, reducerea caracteristicilor balistice ale amestecului exploziv, la umidităţi între 1 şi 5%.

Analiza gazelor de explozie rezultate la împuşcarea amestecului exploziv de azotat de amoniu şi motorină, în tunel, a dus la 1,32—14,65 l/kg amestec exploziv faţă de 17—20 l/kg în cazul astralitei şi 30—33 l/kg în cazul dinamitei (volumul de gaze fiind exprimat în monoxid de carbon convenţional). Totodată se constată că durata de timp de la amestecare pînă la împuşcare nu prezintă nici o influenţă asupra compoziţiei gazelor de explozie.

În concluzie, cercetările în fază laborator au dovedit că :

— amestecul de 94—95% azotat de amoniu (tehnic sau îngrăşămînt agricol) şi 5—6% motorină prezintă caracteristici explozive ;

— eficienţa acestui amestec exploziv este similară cu cea a astralitei ;

— amorsarea detonaţiei amestecului exploziv de azotat de amoniu şi motorină se poate realiza în cazul unei perfecte etanşări prin buraj al încărcăturii, cu o singură amorsă ; în scopul evitării unui eventual rateu, datorită unei imperfecţiuni a burajului, este necesară însă amorsarea încărcăturilor de amestec exploziv cu 1—5% astralită sau dinamită în funcţie de mărimea încărcăturii totale de exploziv ;

— amestecul exploziv de azotat de amoniu şi motorină prezintă o sensibilitate practic nulă la şoc, nu este exploziv în încărcături deschise şi formează la explozie o cantitate de gaze nocive mai mică decît astralita sau dinamita.

Experimentarea amestecurilor explozive de azotat de amoniu şi motorină în exploatările la zi

Experimentarea amestecului exploziv de azotat de amoniu şi motorină s-a efectuat la împuşcarea în găuri de sondă în cariera Sănduleşti, cariera Bistriţa-Petreni şi cariera E. M. Teliuc. Experimentarea împuşcării cu camere de minare s-a efectuat în cariera Sănduleşti, cariera Bicaz şi cariera Bistriţa-Petreni ; experimentarea împuşcării în găuri lungi de mină s-a efectuat în cariera fabricii de ciment Temelia-Braşov, iar experimentarea împuşcării în blocuri negabarit s-a efectuat în toate carierele sus amintite.

Condiţiile şi rezultatele experimentării amestecului exploziv în găuri de sondă în cariere sînt cuprinse în tabela 4.

Experimentările în carielele Sănduleşti şi Bistriţa-Petreni s-au efectuat în calcar, iar la cariera Teliuc — în siderită cuarţoasă.

Tehnologia de pregătire a amestecului exploziv, adoptată în toate aceste experimentări, ca de fapt şi în toate celelalte experimentări, a fost următoarea : sacii cu azotat de amoniu se

Tabela 4

Rezultatele experimentării amestecului exploziv de azotat de amoniu şi motorină în găuri de sondă în exploatări la zi

Numărul experimentării	Numărul de găuri de sondă	Lungimea totală forată m	Lungimea totală încărcată, m	Diametrul găurii, mm	Cantitatea de amestec exploziv, kg	Cantitatea de astralită pentru amorsare, kg	Densitatea de încărcare,		Proporţia încărcăturii de amorsare faţă de încărcătura totală, %
							kg/m	g/cm^3	
Cariera Sănduleşti									
I	11	179	150	65	520	22 amorse	3,46	1,05	0
II	23	490	418	85	1 289	23	3,10	0,55	1,77
III	6	165	85	85	380	12 amorse	4,47	0,88	0
IV	14	438	378	85	1 470	28	3,90	0,70	1,9
V	44	1 387	1 163	85	5 500	44	4,77	0,83	0,8
VI	40	1 144	937	85	4 477	48	3,90	0,69	1,07
VII	45	1 219	1 008	85	4 445	60	3,65	0,65	1,3
VIII	17	397	317	85	1 891	34	5,96	1,05	1,8
IX	60	1 809	1 536	85	7 466	120	4,86	0,86	1,6
X	14	199	142	115	1 130	28	8,00	0,80	2,47
XI	46	1 115	908	65—85	4 158	92	3,65—4,67	1,09—0,82	2,2
XII	123	2 897	2 403	85	11 000	246	4,6	0,81	2,23
Total	443	12 498	10 445	—	43 696	723	4,18	0,74	1,65
Cariera Bistriţa Petreni									
I	13	545,1	447,6	80—85	1 900	28,0	4,22	0,75	1,47
II	10	425	303	80—85	1 000	30,0	3,33	0,60	3,00
III	40	1 544	1 050	80—85	5 300	120,0	5,00	0,82	2,26
Total	63	2 514	1 800	—	6 200	178,0	3,44	0,70	2,8
Cariera Teliuc									
I	6	67,5	24,0	200—250	900	12,0	37,5	1,2	1,3
II	6	70,0	32,5	200—250	900	12,0	28	0,9	1,3
III	3	27,5	17,50	200—250	450	6,0	26	0,84	1,3
IV	10	124,5	67,0	200—250	1 375	20,0	20,5	0,66	1 45
Total	25	289,5	141,0	200—250	3 625	50,0	25,7	0,83	1,38

deşertau pe o platformă de lemn cu suprafaţa de 2 × 2 m² şi cu margini de circa 10 cm înălţime (fig. 1). Pe această platformă azotatul de amoniu întărit, datorită depozitării, se dezagrega

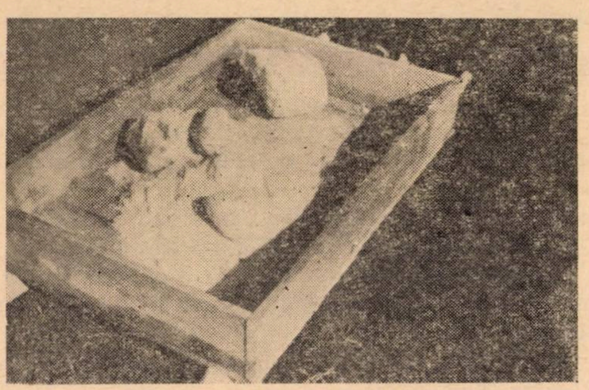


Fig. 1.

cu ajutorul maiurilor pînă se aducea la starea de pulbere granulară (fig. 2 şi 3). Peste acest material pulverulent se turna motorină în proporţie de opt litri motorină la 100 kg azotat de

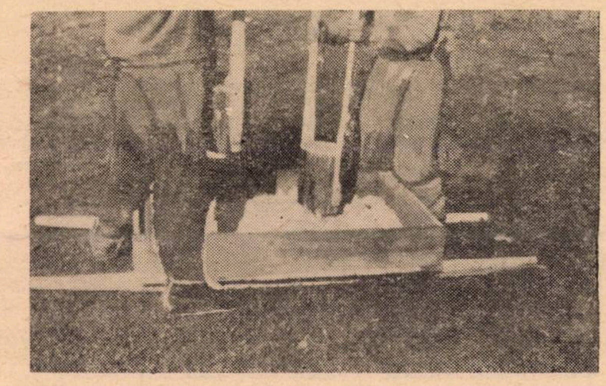


Fig. 2.

amoniu şi amestecul se omogeniza cu lopeţi de lemn (fig. 4), pînă căpăta o culoare uniformă uşor gălbuie. Amestecul astfel realizat se încărca în lăzi şi se transporta la locul de folosire. Încărcarea amestecului exploziv în gaura de sondă

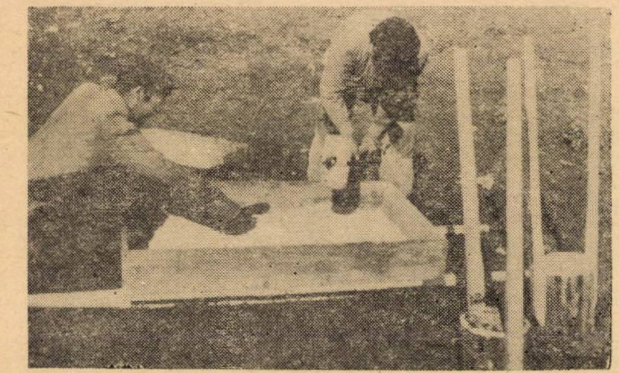


Fig. 3.

se efectua prin răsturnarea lăzii direct sau prin intermediul unei pîlnii în gaura de sondă. După introducerea în gaură a întregii cantităţi de amestec exploziv se introducea încărcătura de

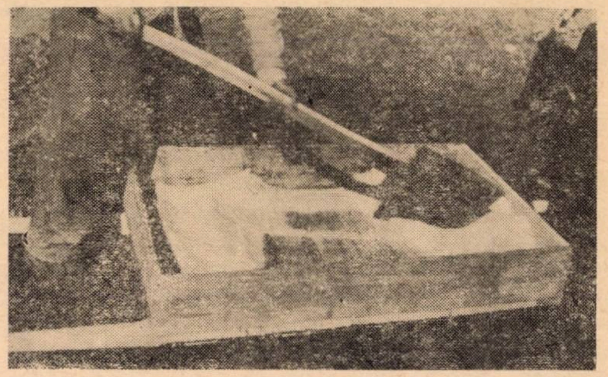


Fig. 4.

amorsare şi apoi se bura gaura de sondă cu mărunta de foraj.

În figurile 5 şi 6 se arată frontul de împuşcare de la cariera Bistriţa-Petreni înainte şi

Fig. 5.

după împuşcarea cu amestecul exploziv. În figurile 7, 8, 9, 10 şi 11 se arată fazele unei împuşcări în cariera Teliuc, iar în figurile 12 şi 13 detaliul frontului de împuşcare înainte şi după

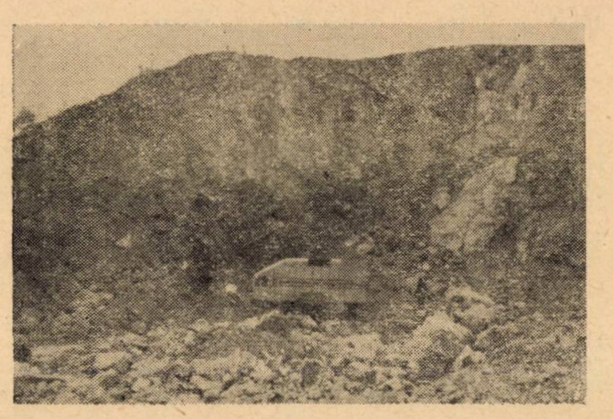


Fig. 6.

împuşcarea cu amestecul exploziv de azotat de amoniu şi motorină.

În toate experimentările, în găurile de sondă s-au introdus cantităţi de amestec exploziv egale cu cele de astralită, care fuseseră prescrise de fiecare unitate în parte în funcţie de schema de împuşcare. Concluziile ce se pot desprinde din aceste experimentări sînt următoarele :

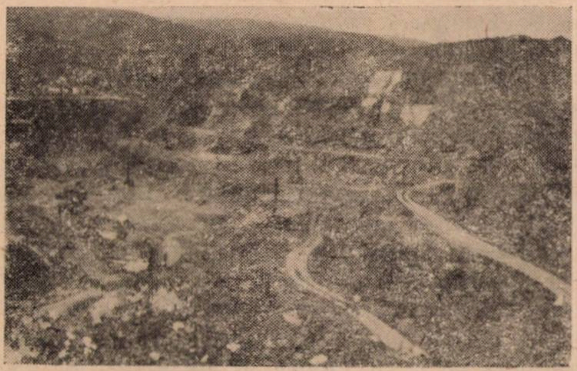


Fig. 7.

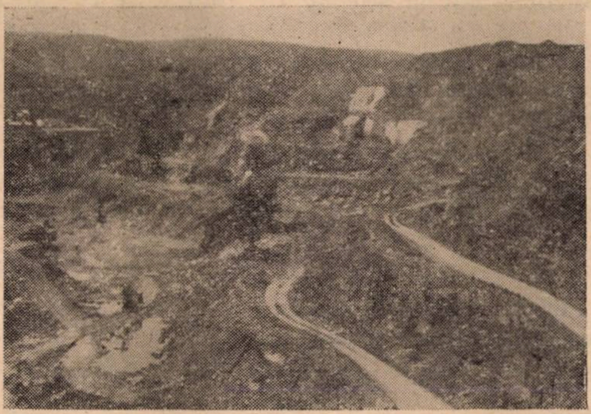


Fig. 8.

a) în cele 19 experimentări care au cuprins 531 găuri de sondă cu lungimi de 10—45 m şi diametre de 65—250 mm, nu s-a produs nici un rateu, deşi în unele cazuri la fundul găurii de sondă a rămas apă sau noroi de foraj pe circa 1,0 m înălţime ;

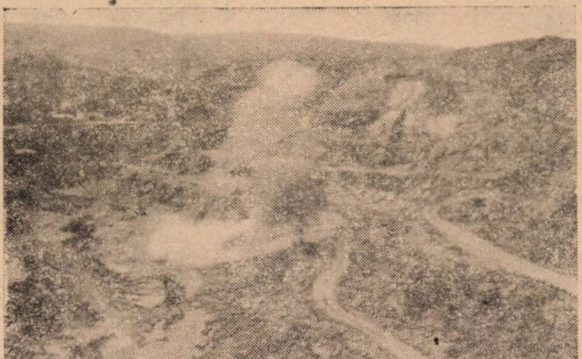


Fig. 9.

b) în toate cazurile densitatea de încărcare, în cazul folosirii amestecului exploziv, a fost mai mare cu 50—73% faţă de cazul folosirii astralitei ;

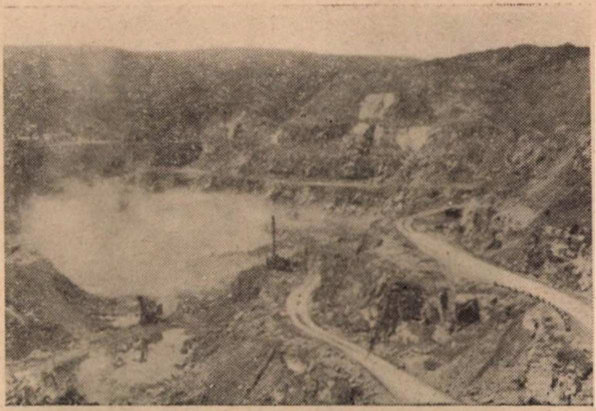


Fig. 10.

c) datorită creşterii densităţii de încărcare, înlocuirea astralitei cu amestecul exploziv a permis sporirea eficienţei împuşcării şi ca atare reducerea volumului de foraj cu 20—43% ;

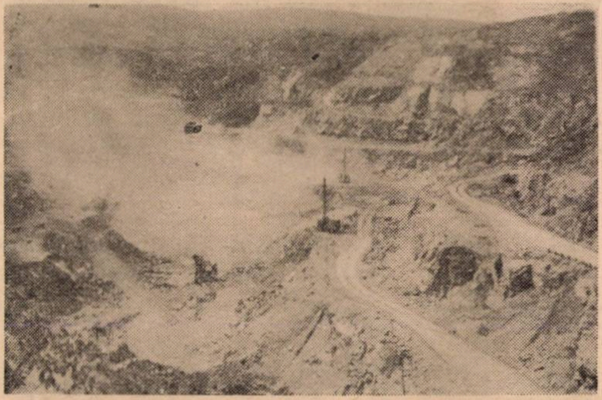


Fig. 11.

d) volumul derocat a fost cel puţin egal cu cel rezultat în cazul folosirii astralitei sau troti-

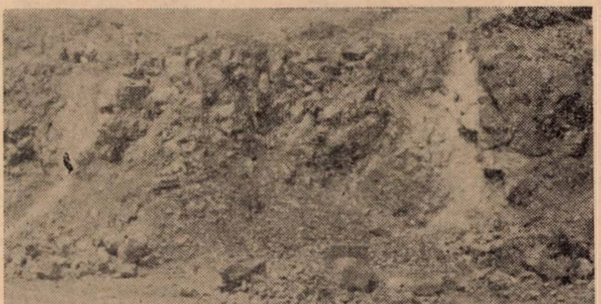


Fig. 12.

lului, consumul specific de exploziv fiind egal, indiferent de tipul de exploziv folosit ;

e) prin împuşcare cu amestec exploziv, roca este împrăştiată pe o distanţă mai mică decît în cazul folosirii astralitei, iar proporţia de blocuri negabarit, este mai mică sau cel mult egală cu cea rezultată în cazul folosirii astralitei.

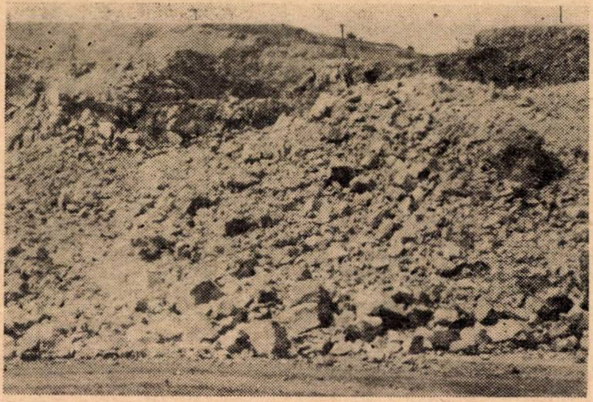


Fig. 13.

O noutate faţă de practica mondială în acest domeniu o constituie proporţia redusă de încărcătură de amorsare, care în cazul experimentărilor noastre a variat de la 0—3% din încărcătura totală de exploziv. Încercările efectuate în U.R.S.S. au pornit iniţial cu o încărcătură de amorsare de 30% din încărcătura totală ajungînd prin însuşirea practică la 5% şi în unele cazuri la 1,4% [5], [6]. În S.U.A. şi Canada încărcătura de amorsare variază în mod obişnuit între 10 şi 30% din încărcătura totală [7].

Experimentarea amestecului exploziv de azotat de amoniu şi motorină în exploatări la zi, prin împuşcarea cu camere de minare, s-a efectuat prin 12 împuşcări în camere de minare în care s-au introdus între 300 şi 20 000 kg amestec exploziv care se amorsa cu 2—100 kg astralită. În fiecare cameră de minare pe vatra camerei se aşezau foi de carton asfaltat peste care se plasa în vrac amestecul exploziv. În centrul amestecului exploziv se introducea încărcătura de amorsare. Întreaga încărcătură era apoi acoperită cu carton asfaltat şi burată în mod obişnuit. La toate aceste experimentări nu s-a obţinut nici un rateu. Demn de menţionat este cazul încărcăturii de 20 000 kg care a fost menţinută într-o cameră de minare, în care în mod continuu se infiltrează apă, timp de 25 zile, după care totuşi încărcătura a detonat perfect.

Eperimentarea amestecului exploziv în exploatări la zi prin împuşcarea în găuri de mină s-a efectuat, atît în scheme de împuşcare cu găuri verticale, cît şi în scheme cu găuri de mină orizontale cu lungimi de 4—7 m. Condiţiile şi rezultatele acestor experimentări sînt redate în tabela 5.

Faţă de tehnologia aplicată în cazul împuşcării în găuri de sondă, împuşcarea cu găuri lungi de mină verticale şi descendente nu diferă decît

Tabela 5

Rezultatele experimentării amestecului exploziv de azotat de amoniu şi motorină în exploatări la zi, la împuşcarea cu găuri de mină

Numărul experimentării	Numărul de găuri	Lungimea totală forată, m	Lungimea totală încărcată, m	Lungimea totală burată, m	Încărcătura de amestec exploziv, kg	Încărcătura de astralită, kg	Densitatea de încărcare,		Proporţia de încărcătură de amorsare. Încărcare totală, %
							kg/m	g/cm³	
Găuri lungi de mină verticale şi descendente, diametrul de 40 mm									
I	31	186	161	25	280	3,1	1,64	1,32	1,1
II	10	70	64	6	100	1,0	1,56	1,24	1,0
III	20	120	104	16	240	2,0	2,30	1,83	0,83
IV	30	195	170	25	340	3,0	2,00	1,60	0,88
Total	91	571	499	72	960	9,1	1,92	1,53	0,95
Găuri lungi de mină orizontale, diametrul de 40 mm									
I	33	132	109	23	130	3,3	1,19	0,94	2,5
II	31	186	161	25	280	3,1	1,74	1,37	1,1
III	32	160	141	19	190	3,2	1,35	1,06	1,7
IV	23	103,5	89	14,5	139	2,3	1,56	1,23	1,6
V	20	120	104	16	240	2,0	2,35	1,85	0,8
VI	25	112,5	97	15,5	180	2,5	1,62	1,27	1,4
VII	30	195	171	24	300	3,0	1,75	1,38	1,0
VIII	14	70	60	10	200	3,4	1,42	1,12	1,7
IX	20	90	78	12					
X	35	157,5	132	29,5	540	7,0	1,68	1,32	1,3
XI	35	210	182	28					
Total	298	1 536,5	1 324	212,5	2 199	29,8	1,65	1,32	1,35

prin faptul că amorsarea s-a efectuat în toate cazurile, pentru fiecare încărcătură, numai cu cîte un cartuş de astralită sau de dinamită. În nici unul din cazuri nu s-au constatat rateuri sau resturi de azotat, evidenţiindu-se rezultate mai bune în cazul în care amorsarea se realiza cu un cartuş de dinamită. În cazul găurilor lungi de mină orizontale, încărcarea amestecului exploziv de azotat de amoniu s-a realizat cu un dispozitiv ad-hoc realizat de fabrica de ciment Temelia din Braşov dintr-un stingător de incendiu (fig. 14) şi cu dispozitivul ICEMIN (fig. 15) proiectat special pentru acest scop. Cercetările efectuate au permis obţinerea următoarelor concluzii :

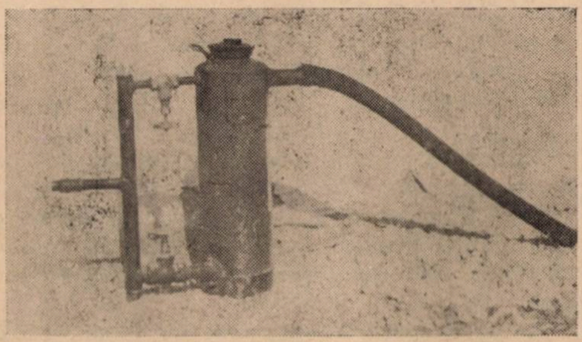


Fig. 14.

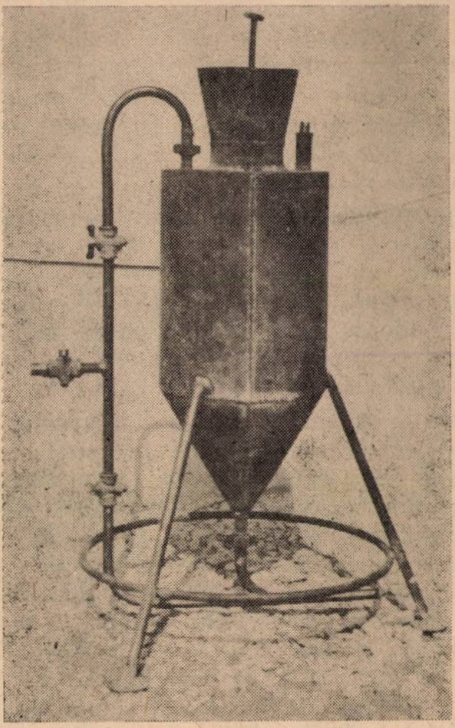


Fig. 15.

— densitatea de încărcare, atît în găurile de mină verticale, deci încărcate şi îndesate manual, cît şi în cele orizontale încărcate pneumatic, a fost mult mai mare, depăşind cu mult densitatea de încărcare realizată în găurile de sondă ;

— proporţia încărcăturii de amorsare, dinamită sau astralită, a fost menţinută la valoarea cea mai redusă posibil, fiind în medie de 1,35%, această proporţie minimă fiind suficientă pentru amorsarea unor încărcături lungi de 4—6 m amestec exploziv ;

— aparatajul folosit la încărcarea pneumatică a amestecului exploziv a corespuns pe deplin asigurînd o productivitate la încărcarea explozivului de 270 kg exploziv încărcat/post ;

— rezultatul împuşcării a fost cel puţin similar celui obţinut în cazul folosirii astralitei, atît ca volum derocat, cît şi ca împrăştiere şi proporţie de blocuri negabarit.

Experimentarea împuşcării cu amestec exploziv de azotat de amoniu şi motorină în blocuri negabarit s-a efectuat în două variante. Într-o primă variantă, în gaura de mină forată în blocul negabarit, şi care în general are un diametru de 34—40 mm şi o lungime de 40—100 cm, se încarcă manual 100—150 g amestec de exploziv după care în acesta se introduce amorsa pirotehnică fixată la fitil şi se efectuează burajul cu lut. O altă variantă, propusă de cariera Bistriţa-Petreni şi care a dat bune rezultate, este cea a împuşcării blocurilor negabarit cu încărcături de amestec exploziv aplicate. În cazul folosirii de încărcături aplicate, se impune ca amestecul exploziv să fie cît de sumar ambalat în hîrtie şi amorsat cu amorsă pirotehnică fiind cît mai bine fixat cu lut pe blocul negabarit. În cursul experimentărilor s-au împuşcat în carierele sus amintite circa 10 000 blocuri negabarit fără a se obţine nici un rateu. Trebuie remarcat faptul că în toate cazurile la împuşcarea blocurilor negabarit cu amestec exploziv de azotat de amoniu şi motorină, încărcăturile de amestec exploziv au fost amorsate numai cu cîte o amorsă pirotehnică şi în unele cazuri cu amorse electrice.

Experimentarea amestecului exploziv de azotat de amoniu şi motorină în exploatări subterane

Primele experimentări în subteran s-au efectuat la salina Slănic. În camerele de exploatare, tăierea sării se efectuează în trepte drepte de 2,5—3,0 m înălţime, în care se forează găuri de mină verticale, plasate într-un rînd paralel cu faţa verticală a treptei. În aceste găuri de mină, în cazul folosirii astralitei se încărcau cîte 300 g astralită în fiecare gaură, împuşcarea efectuîndu-se electric pe loturi de cîte 10 găuri, declanşate cu un explozor cu condensator şi un dispozitiv mecanic Schaffler pentru microîntîrzieri. În cazul folosirii amestecului exploziv de azotat de amoniu şi motorină, în fiecare gaură s-au încărcat cîte 300 g amestec exploziv, iar amorsarea s-a realizat cu cîte un cartuş de astralită, armat cu cîte o amorsă electrică. Datorită faptului că burajul găurilor de mină la salina

Slănic se efectuează cu sarea măruntă rezultată la forarea găurilor de mină, deci cu un material pulverulent neconsistent, nu a fost posibilă amorsarea directă a încărcăturilor de amestec exploziv cu cîte o amorsă electrică, deoarece detonaţia amorsei provoca, mai înainte de a se transmite în masa de amestec exploziv, evacuarea din gaura de mină a burajului. În cazul în care burajul cu sare s-ar înlocui cu burajul de lut, cît mai etanş, considerăm că ar fi posibilă amorsarea încărcăturilor de amestec exploziv numai cu o amorsă electrică. Totuşi şi în stadiul actual al tehnologiei, adică al folosirii burajului de sare, este necesară trecerea la amorsarea încărcăturilor de amestec exploziv cu cartuşe de 50 g astralită în locul cartuşelor de 100 g. În cursul experimentărilor s-au împuşcat 989 găuri de mină consumîndu-se 294 kg amestec exploziv de azotat de amoniu şi motorină şi 99 kg astralită pentru amorsare, faţă de 254 kg astralită cît s-ar fi consumat în cazul folosirii exclusiv a astralitei. În aceste condiţii rezultă că proporţia încărcăturii de amorsare (astralită) a fost de 25% din mărimea totală a încărcăturii, care s-ar putea reduce la circa 12,5% în cazul folosirii, pentru amorsare, a cartuşelor de astralită de 50 g.

Experimentările efectuate la împuşcarea cu azotat de amoniu şi motorină *în lignit* nu au fost încununate de succes. În primul rînd trebuie amintit faptul că în literatura tehnică de specialitate din diferite ţări nu se relatează asupra practicii împuşcării cu amestec exploziv de azotat de amoniu şi motorină în minele de cărbuni în general şi în cele de lignit în special. Experimentările efectuate au constat în folosirea, în găuri de mină cu diametrul de 40 mm şi 1,3—1,5 m lungime, în abataje cameră şi frontale, a amestecului exploziv de azotat de amoniu şi motorină, încartuşat manual în cartuşe de 200 g. În fiecare gaură se încărcau 400 g amestec exploziv şi 100 g astralită, amorsarea realizîndu-se pirotehnic. În urma împuşcării, s-au constatat de fiecare dată :

— mărimea diametrului găurii de mină de la 40—200 mm pe circa 60—70 cm de la gură ;
— lipsa de rupere a lignitului din front ;
— detonaţia incompletă a încărcăturii de amestec exploziv, în găuri rămînînd de fiecare dată circa 200—300 g amestec.

Cele circa 60 găuri împuşcate au dovedit importanţa pe care o prezintă caracteristicile fizico-mecanice ale rocilor asupra efectului împuşcării. În timp ce la majoritatea rocilor şi minereurilor raportul dintre rezistenţa la rupere prin compresiune şi rezistenţa la rupere prin întindere este mai mare ca 20, la lignit acest raport este de circa 7, dovedind lipsa aşa numitei „casanţe“ a materialului, caracteristică de mare importanţă în special în cazul folosirii unor explozivi cu o viteză de detonaţie relativ redusă, aşa cum este amestecul exploziv de azotat de amoniu şi motorină.

Experimentările efectuate, deşi puţine la număr, dar prezentînd toate aceleaşi caracteristici, neputînd fi puse pe seama naturii amestecului, care în condiţii normale de casanţă şi etanşare a funcţionat normal, au impus întreruperea experimentărilor în lignit. O cale de raţionalizare a împuşcării în lignit pe linia reducerii cheltuielilor pentru explozivi şi a renunţării la folosirea explozivilor cu nitroglicerină o constituie înlocuirea astralitei cu explozivul TR (termorezistent) realizat de filiala ICEMIN-Petroşeni.

Experimentarea amestecului exploziv de azotat de amoniu şi motorină în minele metalifere s-a efectuat la E. M. Teliuc, la săparea de galerii şi în abataje cameră situate în siderită cuarţoasă. Astfel experimentările s-au efectuat în galerii cu secţiunea de 5,44 m^2 şi de 3,87 m^2 şi abataje cameră cu secţiunea de 10 m^2. Încărcarea amestecului exploziv în găuri de mină cu diametrul de 1,3—1,5 m s-a efectuat cu dispozitivul pneumatic tip ICEMIN. Pentru a împiedica o eventuală înfundare a dispozitivului pneumatic, după realizarea amestecului exploziv, acesta era trecut pe o sită cu ochiuri de 4 mm. În toate cazurile la experimentări s-au folosit schemele de împuşcare aplicate în cazul folosirii astralitei şi încărcături similare. Amorsarea încărcăturilor s-a efectuat în toate cazurile cu cîte un cartuş de astralită. În cursul experimentărilor s-au practicat, atît încărcarea pneumatică a amestecului exploziv, cît şi în cartuşe ambalate manual, rezultatele fiind aceleaşi. Rezultatele împuşcării celor 511 găuri de mină, în medie, sînt consemnate în tabela 6.

Proporţia încărcăturii de astralită pentru amorsare, datorită necesităţii introducerii în fiecare gaură de mină a unui cartuş de astralită de 100 g, a fost de 12,2—14,4% din încărcătura totală, valoare ce se poate reduce la jumătate în cazul folosirii, pentru amorsare, a cartuşelor de astralită de 50 g.

Încărcătura pneumatică a amestecului exploziv asigură o densitate de încărcare cu circa 30% mai mare decît în cazul folosirii cartuşelor de astralită. Încărcarea pneumatică a unei găuri de mină durează în medie mai puţin de un minut. Faţă de coeficienţii de rupere de 0,8—0,85 ai găurii de mină în cazul folosirii astralitei, folosirea amestecului exploziv de azotat de amoniu şi motorină a permis sporirea gradului de folosire a explozivilor în general la 1,00, în frontul de lucru putîndu-se deosebi cu greu fundul găurilor de mină.

Măsurătorile de gaze efectuate de filiala ICEMIN-Petroşeni, la împuşcările comparative cu astralită şi cu amestec exploziv de azotat de amoniu şi motorină, sînt consemnate în tabela 7.

Se constată că prin folosirea amestecului exploziv de azotat de amoniu şi motorină în locul astralitei, concentraţia de oxizi de azot se reduce cu circa 57%, iar cea de monoxid de carbon creşte cu 13,5% pentru ca în asamblu, concen-

Tabela 6

Rezultatele experimentării amestecului exploziv de azotat de amoniu și motorină în subteran la E. M. Teliuc

Specificație	Galerie, 5,44 m²	Galerie, 3,87 m²	Abataj cameră, 10 m
Numărul de găuri de mină	15	13	14
Încărcătura totală de exploziv în cazul folosirii numai a astralitei, kg	10,5	7,5	10,0
Încărcătura totală de exploziv în cazul folosirii amestecului exploziv de azotat de amoniu și motorină amorsate cu astralită :			
— amestec exploziv, kg	10,5	7,5	10,0
— astralită, kg	1,5	1,3	1,4
Consumul specific de exploziv în cazul folosirii astralitei, kg/m	12,30	8,7	11,7
Consumul specific de exploziv în cazul folosirii amestecului exploziv de azotat de amoniu și motorină amorsat cu astralită :			
— amestec exploziv, kg/m	10,5	7,5	10,0
— astralită, kg/m	1,5	1,3	1,4
Cheltuielile relative pentru explozivi :			
— în cazul folosirii astralitei, %	100	100	100
— în cazul folosirii amestecului exploziv de azotat de amoniu și motorină amorsat cu astralită, %	28	31,50	33,00

Tabela 7

Rezultatele măsurătorilor comparative de gaze de explozie în cazul folosirii astralitei și a amestecului exploziv de azotat de amoniu și motorină în subteran

Specificație	Concentrația la 5 minute după împușcare în frontul de lucru (fără aeraj artificial)		
	NO_2 %	CO, %	CO convențional, %
La împușcarea a 10,5 kg astralită	0,000864	0,0103	0,0158
La împușcarea a 10,5 kg amestec exploziv de azotat de amoniu și motorină și 1,5 kg astralită	0,000371	0,0119	0,0142
Comparația concentrației de gaze nocive în cele două cazuri, %	−57	+13,5	−10,5

trația de gaze nocive, exprimată în monoxid de carbon convențional, să scadă cu circa 10,5%. Datorită proporției mari de vapori de apă formați în urma exploziei amestecului de azotat de amoniu și motorină, gazele de explozie au aspectul unui nor mai dens decît în cazul folosirii astralitei, dar ele nu sînt mai concentrate. Trebuie subliniat, în special, reducerea importantă a concentrației în oxizi de azot, care prezintă o deosebită importanță, sub aspectul nocivității. Rezultatele experimentării amestecului exploziv în fază semiindustrială confirmă rezultatele obținute în fază laborator, precum și practica și cercetările efectuate în străinătate [4], [8], [9], [10], [11], [12], [13] și [14].

Concluzii

Pe baza studiilor efectuate de ICEMIN în aprilie 1964, amestecul exploziv de azotat de amoniu și motorină a fost omologat sub denumirea de exploziv AM-1, pentru folosirea în cariere, iar în luna august 1964, pentru folosirea în subteran în minele metalifere și de sare gemă. Pentru folosirea acestui nou exploziv s-au elaborat de către ICEMIN, avizat de către Comitetul geologic și aprobat de către forurile respective, instrucțiuni de tehnica securității privind depozitarea componenților, pregătirea, transportul, manipularea și folosirea explozivului AM-1 în lucrările de împușcare în exploatări la zi și în subteran, în minele metalifere și în saline.

Avantajele pe care le poate aduce extinderea pe larg a noului exploziv sînt următoarele :

— posibilitatea folosirii unui exploziv cu o siguranță totală la manipulare și folosire ;

— posibilitatea folosirii unui exploziv pregătit din materii prime indigene și care permite renunțarea la importul de nitroglicerină ;

— posibilitatea sporirii eficienței lucrărilor de împușcare prin înlocuirea astralitei cu explozivul AM-1 de cinci ori mai ieftin și prin sporirea densității de încărcare în gaura de mină sau de sondă ;

— posibilitatea reducerii cu circa 70% a volumului de construcție a noilor depozite de explozivi, dat fiind că materiile componente ale noului exploziv pot fi depozitate în condiții mai puțin pretențioase decît alți explozivi fabricați în uzine specializate ;

— posibilitatea reducerii cheltuielilor de transport al explozivului de la uzina fabricantă la beneficiar.

La nivelul producției din anul 1965, se apreciază că prin înlocuirea explozivilor clasici (dinamita și astralita) în proporție de 75%, în cadrul unităților M.M.E.E., M.I.C., M.E.F., și M.T.T.C., se poate realiza o economie de circa 50 milioane lei.

Propuneri

Pentru introducerea și extinderea pe larg și economică a noului exploziv apreciem ca necesar:

1. Trecerea la fabricarea cartușelor de astralită de 50 g, pentru a reduce proporția încărcăturii de amorsare la minim.

2. Generalizarea folosirii explozivului AM-1 în exploatările la zi, în lucrări de împușcare de orice gen, și extinderea folosirii în subteran în minele metalifere și în saline.

3. Perfecţionarea folosirii noului exploziv prin practica de zi cu zi a fiecărei unităţi şi a fiecărui loc de muncă.

4. Realizarea unui schimb de experienţă în trim. II. 1965 sub coordonarea C.N.I.T. şi M.M.E.E., în cadrul unei consfătuiri tehnico-ştiinţifice, privind practica folosirii noului exploziv în R.P.R., în scopul stabilirii celor mai raţionale căi de folosire în lucrările de împuşcare.

Trebuie subliniat faptul că în prezent R.P.R. se situează printre primele ţări din lume care folosesc amestecul exploziv de azotat de amoniu şi motorină în exploatări la zi şi subteran. Aportul cercetătorilor romîni în aplicarea rezultatelor cercetărilor şi practicii străine în acest domeniu al tehnicii noi este deosebit şi trebuie menţionată realizarea împuşcării cu amestec exploziv cu încărcături de amorsare minime şi a folosirii încărcăturilor aplicate la sfărîmarea blocurilor negabarit.

Domeniul nou al amestecurilor explozive va continua şi pe viitor să constituie una din preocupările principale ale ICEMIN pe linia introducerii tehnicii noi, ca o cale de sporire a eficienţei lucrărilor de împuşcare.

În încheiere, trebuie subliniat sprijinul acoracestor cercetări iniţiate de ICEMIN, de către M.M.E.E., M.I.C. şi Comitetul geologic şi care se cere continuat pentru obţinerea de rezultate şi mai bune în viitor.

BIBLIOGRAFIE

[1] Demidiuk, G. P., Marcenko, B. D. şi Rossi, B. D. : *Issledovania i razrabotka prosteişih granulirovanîh vzrîvciatîh veşcestv.* Vzrîvnoe Delo, Sbornik 44/1 Gosgortehizdat, Moskva, 1960, p. 11—40.

[2] Clark, G. B., Bruzewski, R. F. şi Yancik, G. : *The design of ammonium nitrate — fuel blasting agents.* Mining Congress Journal, nr. 11, nov. 1960, p. 38—41 şi nr. 12 dec. 1960, p. 60—66.

[3] Lechner, E. : *Ammonium nitrate und oil, ein neue şprengstoffe.* Berg und Huttenmänische Monatshefte, 105, nr. 7, iul. 1960, p. 175—179.

[4] Kumao Hinho şi Mitsuo Yokogava : *Vzrivciatîie veşcestve sostoiaşcie iz ammiacionoi selitrî, goriacei dobavki i poverhnostnîie aktivnîh veşcestva.* Razruşenie o mehanika gornîh porod. Gosgortehizdat, Moskva, 1962, p. 11—24.

[5] Demidiuk, G. P. : *Obobşcenie rezultatov opîtno-promîşlennogo primenenia igdanitov.* Burovzrîvnîie rabotî v gornoi promîşlenosti, Gosgortehizdat, Moskva, 1962, p. 277—299.

[6] Kucernovii, F. I. : *Rezultatî primenenia igdanitov na kariera Balaklavkogo rudoupravlenia.* Gornîi Jurnal, 138, nr. 12, dec. 1963, p. 23—24.

[7] Baron, L. I., Demidiuk, G. P. şi Adrianov, N. F. : *Zarubejnîi opît soverşenstvovania vzrîvnîh rabot na osnove primenenia VV prosteişego sostava.* Vzrîvnoe Delo, Sbornik 45/2. Novoe v teorii i praktike vzrîvnîh rabot, Gosgortehiz-Moskva, 1960, p. 177—195.

[8] Van Dolah, R., Murphy, E. G. şi Hanna, N. E. : *Iadovîtîie gazî obrozuiuşciesia vzrîve smesei nitrata ammonia s uglevodorodami.* Razruşenie i mehanika gornîh porod, Gosgortehizdat, Moskva, 1962, p. 95—108.

[9] Hoberstoffer, G. G. : *Ammonium nitrate blasting in underground mines at Boliden.* Canadian Mining Journal, 80, nr. 10, oct. 1959, p. 96—101.

[10] *** *5 Tagung über Gebirgsmechanik in Minneapolis, vom 3bis 5 mai 1962.* Bergbauwissenchaften, 10, nr. 3, 15 feb. 1963, p. 67—72.

[11] Demidiuk, G. P. : *Puti razvitia promîşlenîh* Vzrîvciatîh veşcestv. Vzrîvnoe Delo, Sbornik, 49/6: Vzrîvciatie veşcestva dlia otkrîtîh i podzemnîh gornîh rabot, Gosgortehizdat, Moskva, 1962, p. 18—36.

[12] Todel, A. J.,: *A lock of AN-FO's invisibile fumes.* Mining Engineering, 15, nr. 4, apr. 1963, p. 43—46.

[13] Ahlmanh, H. şi Jurgen, C. : *How Kiruna learned to use amonium nitrate — oil, safe blasting underground.* World Mining, 14, nr. 11, oct. 1961, p. 26—32.

[14] Lavton, G. : *Ammonium nitrate-fuel oil explosire at Milliken.* Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, 55, nr. 599, 1962, p. 168—174.

Unele probleme pe care le ridică progresul tehnic în domeniul maşinilor de extracţie miniere faţă de normele de tehnica securităţii din ţara noastră*

Ing. *P. ŢEPELUŞ*

Gîndirea tehnică şi practica exploatării maşinilor de extracţie minieră au rezolvat sau sînt pe cale de a rezolva o serie de probleme actuale ale extracţiei pe verticală. Una dintre problemele importante este determinarea corelaţiilor optime care trebuie să existe între coeficienţii de siguranţă ai cablurilor, presiunea admisă a cablului asupra suprafeţei căptuşelii şi a raportului dintre diametrul organului de înfăşurare şi diametrul cablului de extracţie.

În prezent asupra noţiunii de coeficient de siguranţă static al cablurilor de extracţie există diferite noţiuni, dintre ele evidenţiindu-se trei variante de bază :

---

* Se supune discuţiei.

$$-\ m_a = \frac{S_R}{Q_0 + qH}; \qquad (1)$$

$$-\ m_b = \frac{S'_R}{Q_0 + qH}; \qquad (2)$$

$$-\ m_c = \frac{S_R}{Q_0} \qquad (3)$$

unde :

S_R este sarcina totală de rupere a cablului fir cu fir ;
S'_R — sarcina totală de rupere a cablului întreg ;
Q_0 — greutatea moartă a vasului şi a utilului ;
H — înălţimea de extracţie ;
q — diferenţa dintre greutăţile liniare ale cablurilor de extracţie şi de echilibru.

Dintre acestea cea mai răspîndită este prima variantă, în accepţiunea clasică a coeficientului static al cablurilor de extracţie şi este utilizată de bază în normele tehnicii securităţii. Paralel, o largă utilizare a căpătat şi a doua variantă. Este bine cunoscut faptul că tensiunea de rupere a cablului întreg este mai mare ca tensiunea de rupere a cablului fir cu fir. Ea ne dă o imagine foarte apropiată faţă de comportarea reală a cablurilor. A treia variantă are o utilizare mult mai restrînsă (în special în Republica Sud Africană) şi dă imprecizinni în calcul. În R.P.R. se utilizează în normele de tehnica securităţii prima formă a coeficientului de siguranţă static.

În continuare ne vom referi numai la instalaţiile de extracţie principale verticale din exploatările miniere.

Valoarea minimă a coeficienţilor de siguranţă a cablurilor de extracţie, prescrişi de normele de tehnica securităţii pentru minele din diferite ţări, este mai mare decît a coeficienţilor de siguranţă normal utilizaţi pentru diferitele subansambluri de construcţie a instalaţiilor de extracţie. Prin aceasta s-a căutat să se asigure o mai mare siguranţă şi durată de funcţionare a cablurilor. În cazul utilizării organelor de înfăşurare cu roată de fricţiune (Koepe), valoarea coeficienţilor de siguranţă prescrişi este mai mare decît în cazul cînd se utilizează instalaţii de extracţie cu tobe. Prin aceasta s-a avut în vedere presupunerea unei uzuri mai mari a cablului, datorită alunecării lui parţiale pe roata de fricţiune şi imposibilităţii de a lua probe în timpul exploatării.

Valoarea coeficientului de siguranţă a cablurilor de extracţie, în conformitate cu normele de tehnica securităţii pentru instalaţiile de extracţie cu tobe şi cu fricţiune — destinate transportului de personal — este superioară celei prescrise pentru instalaţiile ce transportă numai util şi steril. Prin aceasta s-a căutat să se prevadă o siguranţă deplină în transportul personalului.

Cele de mai sus sînt reflectate în normele de tehnica securităţii pentru minele din R.P.R., U.R.S.S., R.F.G., Olanda, Franţa şi alte ţări.

În ţările menţionate mai sus, precum şi în Belgia, Canada ş.a. valoarea coeficientului de siguranţă static prescris de normele de tehnica securităţii pentru mine, practic, nu depinde de înălţimea de extracţie (în U.R.S.S. pînă la 600 m). Teoretic, experienţa proiectării, precum şi exploatarea lifturilor şi a instalaţiilor de extracţie au arătat de mult posibilitatea reală de micşorare a coeficientului de siguranţă o dată cu mărirea înălţimii de extracţie. De aceea în multe ţări cu o industrie minieră dezvoltată ca U.R.S.S., S.U.A., Suedia, Republica Sud-Africană şi în alte ţări, în normele de tehnica securităţii pentru mine se prevăd valori variabile ale coeficientului de siguranţă static, m în raport cu înălţimea de extracţie (în U.R.S.S. pentru înălţimi mai mari de 600 m) şi valoarea lui pe scară mondială oscilează între :

$$4{,}2 < m < 10. \qquad (4)$$

Valoarea raportului dintre diametrul organelor de înfăşurare şi diametrul cablului $\frac{D}{d}$, la instalaţiile de extracţie prevăzute cu tobe în ţările unde în normele de tehnica securităţii de mine se prevăd pentru cabluri coeficienţii de siguranţă constanţi, nu este în concordanţă cu solicitările admise ale presiunii cablurilor asupra căptuşelii — confecţionate din lemn — şi nici cu valorile coeficienţilor de siguranţă. Datorită acestui fapt valoarea presiunii cablurilor asupra căptuşelii efectuată în masa lemnoasă, de obicei utilizată în instalaţiile de extracţie cu tobe, întrece limitele permise ($\sigma_s = 10 - 14$ kg/cm^2 lemn). Această neconcordanţă este însă practic nepericuloasă, deoarece necesitatea de a plasa pe tobă întreaga lungime a cablului egală cu înălţimea de extracţie a dus la alegerea de valori mai mari ale raportului dintre diametrul tobei şi ale diametrului cablului $\frac{D}{d}$ decît cea normată.

Teoretic mărirea coeficientului de siguranţă static duce la scăderea raportului $\frac{D}{d}$. Practic însă, în cazul utilizării organelor de înfăşurare sub formă de tobe, micşorarea acestui raport este irealizabilă din cauza necesităţii menţinerii valorii unghiului de deviaţie al cablurilor în intervale mici şi a plasării pe tobă a lungimii cablului egală cu înălţimea de extracţie.

De aceea, în cazul instalaţiilor de extracţie monocablu cu tobe, unde se utilizează cablurile rotunde, alegerea cablurilor şi a celorlalţi parametri indicaţi trebuie să se facă în conformitate cu prevederile actualelor norme ale tehnicii securităţii prevăzute pentru mine şi anume:

m — const. — coeficientul de siguranţă static al cablurilor; (5)

$\frac{D}{d}$ = const.; $m\frac{D}{d}$ = const.; (6)

σ_s = const. — presiunea cablului asupra căptuşelii, kg/cm²; (7)

p = variabil — greutatea liniară a cablului, kg/m; (8)

L —H= variabil—lungimea suplimentară de rezistenţă a cablului, m. (9)

În cazul instalaţiilor de extracţie monocablu cu roată de fricţiune, raportul $\frac{D}{d}$ prevăzut de normele de tehnica securităţii după metoda de mai sus este în concordanţă cu valorile prescrise pentru coeficienţii de siguranţă a cablurilor şi nu duce la depăşirea valorii tensiunii permise de presiunea cablului asupra căptuşelii.

Menţionăm totodată că prevederile normelor de tehnica securităţii pentru minele din R.P.R. nu dau raportul $\frac{D}{d}$, ci raportul dintre diametrul de înfăşurare al tobelor şi diametrul firului celui mai gros din cablu, egal cu 1 000 pentru cabluri rotunde. Rigiditatea cablului depinde însă şi de diametrul lui. Atît pentru necesităţi practice cît şi de proiectare şi teoretic considerăm că normele de tehnica securităţii din ţara noastră trebuie completate cu date care să dea valorile minime admise a raportului dintre organul de înfăşurare şi diametrul cablului de extracţie $\frac{D}{d}$ aşa cum normal se dau în normele de tehnica securităţii pentru mine, în ţările unde există o industrie minieră dezvoltată şi care au o îndelungată şi bogată practică.

În cazul instalaţiilor de extracţie cu multicablu, unghiul de deviaţie şi necesitatea înfăşurării cablului lipsesc. Avantajele pe care le prezintă maşinile de extracţie cu multicablu au dus la o largă răspîndire a lor pe scară mondială. La noi în ţară, conform planului de perspectivă, vor căpăta de asemenea o largă utilizare.

Cu toate acestea, atît rezultatele experienţei exploatării lifturilor pentru case înalte, a instalaţiilor de extracţie în alte ţări, cît şi rezultatele cercetărilor ştiinţifice teoretice referitoare la cabluri pentru mine adînci nu s-au reliefat în proiectarea şi în normele de tehnica securităţii pentru mine, în toate ţările unde se utilizează pentru cabluri de extracţie coeficienţi de siguranţă statici constanţi, inclusiv în R.P.R. şi parţial în U.R.S.S. De aceea problema alegerii coeficientului de siguranţă şi a raportului $\frac{D}{d}$ reprezintă una din problemele de bază ce se pun în faţa ţărilor care exploatează instalaţii cu multicablu şi trebuie să capete o soluţie astfel încît să fie puse în concordanţă cu teoria, experienţa exploatării şi metoda de alegere şi proiectare a instalaţiilor de extracţie.

O mare răspîndire şi o bună experienţă practică există în Suedia, unde instalaţiile cu multicablu sînt întrebuinţate din anul 1938, iar adîncimea minelor nu depăşeşte 1 000—1 100 m. În acest sens, bune rezultate în cercetările ştiinţifice-teoretice şi o mare experienţă practică are firma suedeză ASEA, care livrează în multe ţări asemenea instalaţii complete. Firma ASEA consideră că valoarea minimală admisă a coeficienţilor de siguranţă statici ai cablurilor ce se poate lua este de 5,5 şi o determină în raport cu înălţimea de extracţie în conformitate cu relaţia:

$$m = 9{,}5 - 2{,}25\ \mathrm{H}\ 10^{-3}, \qquad (10)$$

iar raportul dintre diametrul organului de înfăşurare şi diametrul cablului după formula:

$$\frac{D}{d} = 70 + 25\ \mathrm{H}\ 10^{-3}. \qquad (11)$$

În S.U.A. se utilizează scara de coeficienţi de siguranţă statici ai cablurilor de extracţie prezentată în tabela 1.

Tabela 1

Lungimea cablului suspendat, m	Coeficientul de siguranţă de agregat al cablului nou montat	Coeficientul de siguranţă (după forţa totală de rupere fir cu fir) a cablului nou montat	%
0—150	8	9,45	100
150—300	7	8,25	87,6
300—600	6	7,00	75,0
600—900	5	5,90	62,5
900 şi mai sus	4	4,75	50,0

În Anglia coeficienţii de siguranţă ai cablurilor de extracţie se recomandă să se ia în raport cu lungimea de lucru a cablului, cu raportul $\frac{D}{d}$, şi cu utilizarea sau neutilizarea moletelor de deviere în conformitate cu formulele lui Cruk:

$$m = \frac{4{,}7\left(\frac{D}{d} + 35\right)}{\frac{D}{d}\,(1 + 0{,}0028\sqrt{H}) - 13{,}5}, \qquad (12)$$

cînd nu se utilizează molete de deviere și

$$m = \frac{4{,}7\left(\frac{D}{d} + 43\right)}{\frac{D}{d}\,(1 + 0{,}0028\sqrt{H}) - 13{,}5}, \qquad (13)$$

cînd se utilizează molete de deviere.

Valoarea minimă a coeficientului de siguranță se recomandă a se lua de 6,2—6,5 și se poate micșora la fiecare yard (0,914 m) cu 0,0005 unități.

În U.R.S.S., în conformitate cu normele de tehnica securității pentru mine, din 1963 se permite utilizarea coeficienților de siguranță variabili ai cablurilor, începînd cu înălțimea de extracție de 600 m; pînă la această înălțime se prevăd coeficienți de siguranță constanți.

În conformitate cu datele din literatură [1] și cu măsurătorile ample ale institutului MAKNI din U.R.S.S., reiese că forțele dinamice cresc puțin cu înălțimea de extracție și nu depășesc forțele statice mai mult de 1,04—1,3 ori.

Cercetările teoretice, experiența în exploatarea instalațiilor cu multicablu în Suedia și alte țări și a lifturilor au demonstrat că timpul de folosire a cablurilor se mărește simțitor dacă se mărește coeficientul de siguranță al lor. Firma suedeză ASEA garantează timpul de folosire a cablurilor pentru minimum 2—3 ani de exploatare. Pentru adîncimi mici de puțuri, cablurile se uzează mai mult decît în cazul adîncimilor mari, deoarece este necesar, pentru asigurarea productivității minei, să se efectueze cicluri mai multe. Utilizarea pentru adîncimi mari de coeficienți de siguranță mai mari decît cei existenți permite a echilibra deci timpul de folosire a cablului la adîncimi mici și mari. În același timp, utilizarea de coeficienți de siguranță măriți permite micșorarea diametrului organului de înfășurare și a cablului de extracție.

Asemenea problemă complexă se poate realiza prin utilizarea unei scări variabile adecvate de coeficienți statici de siguranță ai cablurilor.

Fața de cele de mai sus și cele ce vor urma reiese că utilizarea coeficienților de siguranță statici ai cablurilor de extracție în funcție de adîncimea puțurilor, micșorîndu-i o dată cu creșterea înălțimii de extracție, reprezintă o problemă tehnică necesară, care practic este deja verificată în multe țări. De aceea modificarea normelor de tehnica securității pentru minele din R.P.R., referitoare la coeficienții de siguranță statici ai cablurilor de extracție, în sensul de a-i micșora o dată cu mărirea adîncimii puțurilor, este o problemă necesară și actuală ce trebuie rezolvată.

După cum este știut, parametrii de bază în alegerea cablurilor depind de raportul $\frac{D}{d}$, tensiunea limită admisă de presiune a cablului asupra căptușelii și coeficientul de siguranță static adoptat. Din datele cunoscute de noi din experiența altor țări reiese că nu există o expresie matematică stabilită a corelației între cei trei parametri mai sus menționați.

Presiunea cablului asupra căptușelii roții de fricțiune se poate afla din relația.:

$$\sigma_s = \frac{S_1 + S_2}{\frac{D}{d}}\,10^{-1} = \frac{Q_0\left(1 + \frac{H}{L-H}\right)1{,}80 \cdot 10^2}{\frac{D}{d}\,A_k^2\,\frac{Q_0}{L-H}} =$$

$$= \frac{1{,}8 \cdot 10^2\,L}{\frac{D}{d}\,A_k^2} = \frac{L_n 1{,}8 \cdot 10^2}{m\,A_k^2\,\frac{D}{d}},\ \text{kg/cm}^2, \qquad (14)$$

unde:

$d = A_k\sqrt{p}$ — diametrul cablului, mm;

$L = \frac{L_n}{m}$ — lungimea echivalentă de rezistență a cablului, m;

L_n — lungimea limită sau de rupere a cablului, m;

p — greutatea liniară a cablului, kg/m;

A_k — coeficientul de diametru al cablului;

$L - H = \frac{Q_0}{p}$ — lungimea suplimentară de rezistență a cablului.

Raportul dintre tensiunea mică și cea mare din cablu $\frac{S_2}{S_1}$ în medie se poate lua cu destulă precizie pentru calcule practice egal cu 0,8.

Expresia (14) ne permite a găsi concordanța între cei trei parametri de bază ai cablurilor de extracție și poate fi pusă sub forma:

$$\frac{D}{d}\,m = \frac{L_n \cdot 18 \cdot 10^2}{A_k^2\,\sigma_s} = \text{const.} \qquad (15)$$

Formula (15) reprezintă relația generală de corelație a parametrilor de bază ai mașinilor de extracție minieră cu roată de fricțiune și ea trebuie să dea o valoare constantă, asemănător cu cazul mașinilor de extracție monocablu cu tobe, deoarece valorile din partea stîngă a expresiei sînt constante. Ea reprezintă totodată și condiția de bază a utilizării scării variabile de coeficienți de siguranță.

Cea mai rațională metodologie de calcul a scării variabile a coeficienților de siguranță rezultă cînd se ia constantă valoarea lungimii suplimentare de rezistență a cablului ($L-H$), propusă pentru prima dată de profesorul sovietic V. S. Tulin. Aceasta permite nu numai să se realizeze condițiile de mai sus, ci în plus să avem pentru toate înălțimile de extracție o valoare constantă a greutății liniare a cablului și o legitate clară de variație a coeficientului de siguranță static al cablurilor. Valoarea optimă pentru expresia $L-H$ în conformitate cu datele prezentate mai sus, cu practica firmei ASEA, a celei din U.R.S.S., S.U.A. și din alte țări, corespunde înălțimii de extracție egală cu zero și coeficientului de siguranță egal cu 9,5, adică:

$$L - H = \frac{L_n}{m} - H = \frac{L_n}{9{,}5} - H. \qquad (16)$$

Această valoare a lui m este bună și pentru țara noastră, chiar în cadrul normelor actuale ale tehnicii securității pentru mine, conform cărora coeficientul de siguranță static variază între valorile 8 și 10.

Din cele de mai sus rezultă că este indicat și necesar să se facă calculul și alegerea cablurilor de extracție ale mașinilor de extracție cu roată de fricțiune în conformitate cu relațiile următoare:

$$L-H = \text{const.}\,; \quad p = \text{const.}\,; \quad \sigma_s = \text{const.}\,; \qquad (17)$$

$$\frac{D}{d} = \text{variabil}\,; \quad m = \text{variabil}\,; \qquad (18), (19)$$

$$m\,\frac{D}{d} = \text{const.}$$

Această metodologie de calcul, după cum s-a menționat anterior, poate fi utilizată și în cazul instalațiilor de extracție cu tobe, însă nu duce la avantaje palpabile.

Din expresia (16) rezultă următoarea relație generală pentru determinarea coeficientului de siguranță static:

$$m = \frac{L_n}{(L-H) + WH}. \qquad (20)$$

Valoarea optimă a lui m se găsește în cazul cînd $W = 1$, care se utilizează în calculele mai jos prezentate.

În tabela 2 se prezintă expresia coeficientului de siguranță pentru diferite tipuri de cabluri pentru instalații de extracție.

În baza expresiilor (14) și (16), în conformitate cu metodologia de calcul propusă de noi, căpătăm expresiile raportului $\frac{D}{d}$ pentru diferite tipuri de cabluri ale instalațiilor de extracție, prezentate în tabela 3.

Tabela 2

Coeficientul de siguranță	Tipul cablului		
	rotund	cu toroane fasonate	închis
m	$\frac{17}{1{,}8 + H10^{-3}}$	$\frac{18}{1{,}9 + H\,10^{-3}}$	$\frac{19}{2{,}0 + H\,10^{-3}}$
L_n	17 000	18 000	19 000
$L-H$	1 800	1 900	2 000

Tabela 3

	Tipul cablului		
	rotund	cu toroane fasonate	închis
$\frac{D}{d}$	$65+35{,}3\,H10^{-3}$	$63{,}5 + 33{,}3\,H10^{-3}$	$63+31{,}5\,H\,10^{-3}$
A_k	17	15,5	14

Deoarece valoarea expresiei raportului $\frac{D}{d}$ pentru diferite tipuri de cabluri este foarte apropiată, în cazul instalațiilor de extracție se poate utiliza următoarea expresie generală:

$$\frac{D}{d} = 64 + 30\text{H} \,.\, 10^{-3} \qquad (21)$$

Introducînd în partea stîngă a expresiei (15) valorile corespunzătoare, rezultă exprimarea raportului $\frac{D}{d}$ în funcție de coeficientul de siguranță static, independent practic de tipul cablului, care afirmă expresia pentru prima dată prezentată de prof. V. S. Tulin:

$$\frac{D}{d} = \frac{600}{m}. \qquad (22)$$

În figurile 1, 2, 3 și 4 se prezintă rezultatul calculelor, în conformitate cu diferite metode ce se compară, ale parametrilor de bază ai instalațiilor de extracție.

Graficele din figurile 3 și 4, luîndu-se $n_p = 1$, au fost efectuate în conformitate cu expresiile:

$$d = A_k\sqrt{p} = \frac{A_k}{\sqrt{(L-H)10^{-3}n_p}}\sqrt{Q_0\,10^{-3}} = \beta_d\sqrt{Q_0\,10^{-3}}, \text{mm}\,; \qquad (23)$$

$$D = \frac{D}{d}\,d = \frac{(64 + 30\,H\,10^{-3})\,A_k}{\sqrt{(L-H)10^{-3}\,n_p}\cdot 10^3}\sqrt{Q_0\,10^{-3}} = \beta_d\sqrt{Q_0\,10^{-3}}, \text{m} \qquad (24)$$

unde n_p este numărul cablurilor de extracție.

Graficul coeficientului de siguranță al cablurilor din Anglia, din figura 1, a fost întocmit utilizîndu-se expresiile noastre pentru raportul $\frac{D}{d}$ în formulele lui Cruk. În grafic, coeficientul de siguranţă al cablurilor de extracţie, conform N.T.S. din R.P.R., s-a luat valoarea medie a raportului $\frac{D}{d} = 70$.

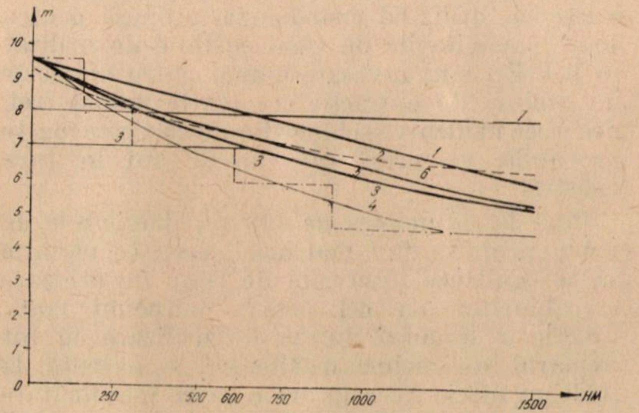


Fig. 1. Scara variabilă a coeficienţilor de siguranţă statici pentru o instalaţie de extracţie cu roată de fricţiune după :
1 – ASEA, Suedia : 2 – Cruk, Anglia ; 3 – U.R.S.S. ; 4 – S.U.A. ; 5 – propunerea pentru cabluri închise ; 6 – propunerea pentru cabluri cu toroane fasonate ; 7 – R.P.R., normele de tehnica securităţii existente.

După cum se observă din figurile 1, 2, 3 şi 4, valorile rezultate după metodologia propusă se confundă cu cele din U.R.S.S. pentru înălţimi mai mari de 600 m, în cazul cînd se va utiliza metodologia expusă mai sus.

Din graficele prezentate se desprind următoarele concluzii mai importante pentru instalaţiile de extracţie:

a) Scara variabilă a coeficienţilor de siguranţă statici ai cablurilor propusă se află între valorile coeficienţilor de siguranţă utilizaţi de firma suedeză ASEA, a lui Cruk din Anglia şi a celor utilizaţi în S.U.A. Coeficienţii de siguranţă măriţi utilizaţi de firma ASEA şi din Anglia, faţă de cei utilizaţi în S.U.A., se datoresc presiunii ce o exercită aplicarea normelor de tehnica securităţii din aceste ţări, neutilizării consecvente a datelor rezultate din măsurători şi a utilizării încă în mare măsură în Anglia a căptuşelii de lemn. Coeficienţii de siguranţă statici propuşi, în orice caz, nu sînt inferiori celor minimi admişi de normele de tehnica securităţii din Republica Sud-Africană, Suedia, U.R.S.S. şi S.U.A. (4,5—5) şi nici celor prescrişi de cercetările teoretice şi măsurători.

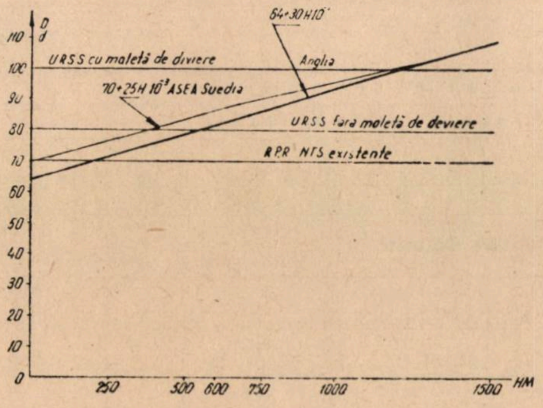


Fig. 2. Valoarea raportului $\frac{D}{d}$ pentru instalaţiile de extracţie cu roată de fricţiune.

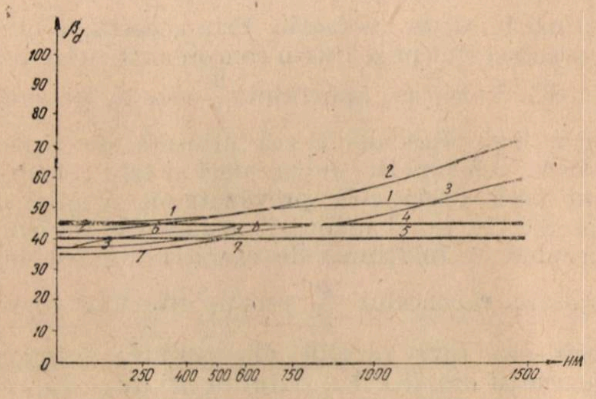


Fig. 3. Valoarea coeficientului β a diametrului de extracţie :
1 – firma ASEA, cabluri cu toroane fasonate ; 2 – NTS-R.P.R., cabluri cu toroane fasonate, ; 3 – NTS-R.P.R. cabluri închise ; 4 – propunerea pentru cabluri cu toroane fasonate ; 5 – propunerea pentru cabluri închise, 6 – NTS-U.R.S.S., cabluri cu toroane fasonate ; 7 – NTS-U.R.S.S. cabluri închise.

Graficul din figura 1 confirmă justeţea aplicării scării variabile de coeficienţi de siguranţă statici ai cablurilor în R.P.R., prin revizuirea actualelor norme ale tehnicii securităţii pentru cabluri, ceea ce permite a situa ţara noastră la nivelul ştiinţei şi tehnicii mondiale. Necesitatea revizuirii actualelor norme este cu atît mai oportună avîndu-se în vedere mărirea adîncimilor minelor în următorii ani şi utilarea lor cu instalaţii de extracţie multicablu.

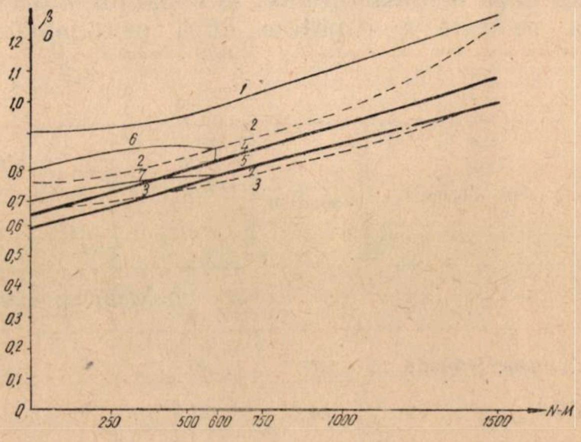


Fig. 4. Valoarea coeficientului β_d a organului de înfăşurare a instalaţiilor de extracţie cu roată de fricţiune :
1 – firma ASEA, cabluri cu toroane fasonate ; 2 – NTS-R.P R., cabluri cu toroane fasonate ; 3 – NTS. – R.P.R., cabluri închise ; 4 – propunerea pentru cabluri cu toroane fasonate ; 5 – propunerea pentru cabluri închise ; 6 – NTS-U.R.S.S., cabluri cu toroane fasonate ; 7 – NTS-U.R.S.S., cabluri închise.

b) Graficul din figura 2 arată că menţinerea la un anumit nivel a presiunii cablului asupra căptuşelii necesită o valoare constantă a valorii expresiei (15).

Aceasta aduce după sine necesitatea de a avea o valoare variabilă a raportului $\frac{D}{d}$ în funcţie de înălţimea de extracţie. Prin aceasta, teoria şi practica sînt puse într-o concordanţă necesară şi utilă. Valoarea raportului $\frac{D}{d}$ este în general puţin mai mică decît cea utilizată de firma ASEA, însă practic se confundă şi este sensibil mai mică decît cele prevăzute în Anglia şi U.R.S.S., în cazul utilizării moletei de deviere. Începînd cu înălţimea de extracţie de 200 m, valoarea raportului $\frac{D}{d}$ propus este mai mare decît cea care rezultă din normele tehnicii securităţii din R.P.R., datorită utilizării la noi de coeficienţi de siguranţă statici ai cablurilor constanţi, care duc la condiţii de exploatare mai grele a cablurilor de extracţie.

c) Graficul din figura 3 ne arată că în cazul instalaţiilor de extracţie monocablu ($n_p = 1$), indiferent de natura cablurilor, începînd cu adîncimea de 400 m, diametrul cablurilor, după metoda propusă, faţă de normele tehnicii securităţii, existenteîn ţara noastră, este mai mic de 1—1,2 ori pentru înălţimi de extracţie pînă la 1 000 m, domeniul de bază al adîncimilor minelor din ţara noastră, şi de 1—1,5 ori pentru înălţimi pînă la 1 500 m.

Pe de altă parte, valoarea diametrului cablurilor după metoda propusă este mai mică decît cea pe care o căpătăm după metodologia ASEA, de 1,0—1,16 ori, şi valoarea lui este invariabilă, indiferent de adîncimea minei, ceea ce permite posibilitatea utilizării unui nomenclator redus de diametre de cabluri şi elimină inconvenientele de promovare şi exploatare legate de utilizarea de diametre de cabluri diferite pentru diferite înălţimi. Din tabela 4 reiese că, utilizînd metodologia propusă pentru toate capacităţile de vase posibile de utilizat în R.P.R., sînt necesare numai patru diametre de cabluri de extracţie şi practic numai trei, deoarece utilizarea schipurilor de 25 t este foarte probabilă în următorii 10—15 ani în ţara noastră.

Pînă la adîncimea de 400 m, diametrele de cablu propuse sînt mai mari, ceea ce permite să se egalizeze intervalul de timp de utilizare a cablurilor cu cel pentru adîncimi mari, practic a le mări durata de utilizare cu tot numărul de cicluri mărite ce se execută la înălţimi mici. Aceasta are o mare însemnătate din punct de vedere economic şi al exploatării lor mai ales pentru puţurile oarbe, care au înălţimi între 100 şi 250 m, des utilizate în sistemele de exploatare a minelor din ţara noastră. În cazul instalaţiilor de extracţie multicablu, diametrul unui cablu este mai mic de $\sqrt{n_p}$ faţă de acela pe care-l necesită instalaţiile de extracţie monocablu.

În ceea ce priveşte natura cablului, graficul ne arată că diametrul cablurilor depinde de tipul lui şi el se măreşte de 1,13 ori în cazul utilizării cablurilor cu toroane fasonate şi de 1,27 ori în cazul cablurilor rotunde faţă de cele ale cablurilor închise. Avantajele utilizării cablurilor închise nu se rezumă numai la acest fapt, ci totodată întrebuinţarea lor permite

Tabela 4

Construcţia cablului	Numărul cablurilor	Diametrul, mm	Domeniul de utilizare										
			Capacitatea vasului, t										
			1	2	3	4	6	8	9	10	15	20	25
Instalaţii de extracţie multicablu cu schipuri													
Cu toroane fasonate	4	20		×	×	×	×						
Închis	4	22,5							×	×			
Închis	6	22,5									×		
Închis	6	30,0										×	
Închis	6	33,0											×
Instalaţii de extracţie multicablu cu colivii													
Cu toroane fasonate	4	20	×	×	×	×							
Închis	4	22,5					×						
Închis	6	22,5						×					

să utilizăm diametre de organe de înfășurare mai mici și să mărim valoarea vitezei de extracție a instalației. De altfel, în Anglia, Suedia, U.R.S.S., iar în ultimii ani și în alte țări cu o industrie minieră dezvoltată, utilizarea cablurilor închise a devenit o regulă.

Cele menționate mai sus sînt valabile și pentru compararea metodologiei de calcul utilizată în U.R.S.S.

d) Graficul din figura 4 ne arată că, în cazul instalațiilor de extracție monocablu, diametrele organelor de înfășurare, după metodologia propusă, sînt mai mici decît cele care ar rezulta din metodologia de calcul a firmei ASEA și din Anglia, din U.R.S.S. și din S.U.A., dacă se iau în considerație mărimile ce se pot obține în conformitate cu expresiile (22) și (15).

Remarcăm faptul că diametrele organelor de înfășurare obținute prin metodologia propusă sînt cele optime ($W = 1$), deoarece o micșorare a lui m ar duce la mărirea raportului $\frac{D}{d}$, deci și a lui D, iar mărirea lui m – la micșorarea lui d și indirect la mărirea lui D cînd $L-H$ este variabil, după cum se poate vedea din datele prezentate pentru firma ASEA.

Diametrele rezultate din calculele de mai sus, începînd cu înălțimea de extracție de 400 m, sînt mai mici ca cele rezultate după normele tehnicii securității din R.P.R. și practic sînt egale pentru valori mai mari de 400 m ale înălțimilor de extracție în cazul utilizării cablurilor închise. În cazul utilizării cablurilor cu toroane fasonate, diametrele rezultate din calcule sînt mai mici decît cele rezultate conform N.T.S. din R.P.R. În cazul instalațiilor de extracție multicablu, după cum reiese din expresia (24), diametrul organului de înfășurare este mai mic de $\sqrt{n_p}$ ori decît al instalațiilor de extracție monocablu.

Din cele de mai sus rezultă că valorile diametrelor organelor de înfășurare ale instalațiilor de extracție monocablu, după metodologia de calcul propusă, concordă cu cele rezultate după N.T.S. din țara noastră (pentru înălțimi mai mari de 400 m), care demonstrează că din punct de vedere tehnico-economic nu există nici un impediment, ci, din contră, facilitează modificarea actualelor norme ale tehnicii securității din R.P.R.

Unele persoane pot fi induse în eroare de aparența acestei concordanțe, considerînd inutilă modificarea actualelor N.T.S. din țara noastră. Aceasta poate avea loc numai în cazul cînd se pierd din vedere avantajele economice și tehnice pe care le prezintă utilizarea diametrelor de cabluri constante reduse ce au rezultat din calculele de mai sus și îndeosebi a punerii în concordanță a celor trei parametri de bază $\left(m,\ \sigma_s \text{ și } \frac{D}{d}\right)$ în cazul instalațiilor de extracție cu roată de fricțiune și al bunei utilizări a capacității importante a căptușelii. Această concordanță, în cazul utilizării de căptușeli de înaltă calitate și a cablurilor închise, duce la avantaje sensibile din punct de vedere economic și al exploatării. În cazul instalațiilor de extracție multicablu rezultă valori mai mici pentru diametrele organelor de înfășurare ale cablurilor, costul motoarelor și reductoarelor scade și se măresc vitezele de extracție. Îndoiala că, prin metodologia de calcul propusă, în cablu pot apărea tensiuni de încovoieri mari, se poate spulbera ușor printr-un calcul de verificare, efectuat de noi, însă neexpus în prezentul material.

3. Presiunile admise ale cablurilor asupra căptușelii s-au luat în conformitate cu cele utilizate de firma ASEA, în U.R.S.S. și alte țări pentru căptușeli de bună calitate, și anume :

– cabluri rotunde, 18 kg/cm^2 ;
– cabluri cu toroane fasonate, 24 kg/cm^2;
– cabluri închise, 31 kg/cm^2.

Subliniem totodată că în normele de tehnica securității din majoritatea țărilor enumerate nu se normează valoarea minimă de presiune admisibilă a cablurilor asupra căptușelii, parametru de importanță capitală în cazul instalațiilor de extracție cu roată de fricțiune; această deficiență este necesară a fi lichidată.

În cazul instalațiilor de extracție prevăzute pentru transport de personal, scara de coeficienți de siguranță propusă este valabilă și destul de acceptabilă dacă avem în vedere că coliviile se încarcă numai la 80% din capacitatea lor nominală, ceea ce practic are loc în exploatare, sau se pot mări valorile ei corespunzător.

Concluzii

a) Utilizarea tot mai mare a instalațiilor de extracție cu multicablu pe scară mondială și într-un viitor foarte apropiat în țara noastră, în conformitate cu cercetările teoretice și experiența acumulată în exploatarea lor, duce la necesitatea și oportunitatea următoarelor recomandări de principiu :

– coeficienții de siguranță statici ai cablurilor de extracție trebuie luați în funcție de înălțimea de extracție, astfel ca ei să fie micșorați o dată cu mărirea adîncimii minei, fapt ce trebuie să se realizeze în normele de tehnica securității. Pentru țara noastră este necesar să se revizuiască în acest scop N.T.S., astfel ca progresul tehnic din țara noastră din industria minieră, și în speță în utilarea puțurilor cu instalații de extracție cu multicablu, să concorde cu cuceririle științei și tehnicii pe plan mondial;

– metodologia de calcul permite a rezolva sarcina de mai sus, aducînd avantajele economice și tehnice menționate pe parcursul materialului, şi creează premisele unei posibilităţi mai mari de a obţine în viitor avantaje suplimentare din punct de vedere teoretic, practic şi economic;

— normele de tehnica securităţii din ţara noastră trebuie completate cu normative referitoare la valorile minime admise ale raportului $\frac{D}{d}$ pentru diferite instalaţii de extracţie (cele pentru instalaţii cu multicablu lipsesc complet în actualul N.T.S.) şi valorile minime admise pentru presiunea cablului asupra căptuşelii (σ_s);

— în cazul instalaţiilor de extracţie cu multicablu trebuie prevăzute articole speciale în N.T.S. din ţara noastră referitoare la cablurile de echilibru, şi anume ca la fiecare instalaţie să existe cel puţin două cabluri de diametre reduse la jumătate, pentru a se elimina inconvenientul grav cînd se deteriorează sau se desprinde un cablu de echilibru. Instalaţiile de extracţie cu multicablu normal pot fi numai echilibrate.

b) La toate instalaţiile de extracţie verificarea corectă a stării cablului este necesar să se facă cu aparate ce măsoară pierderile de secţiuni în timpul exploatării lor şi a calculării automate a numărului de fire rupte pe întreaga lungime a lui şi pe pasul de înfăşurare, care permite a elimina verificarea periodică prin bucăţi de probă (1 m) de la sfîrşitul cablurilor, metodă care, deşi completată cu verificarea zilnică vizuală a cablurilor, ne dă numai o imagine de principiu, şi nu reală, asupra stării cablului de extracţie. Sarcina noastră constă în a ne orienta spre cele mai bune aparate de acest gen, deja realizate în multe ţări, şi a le procura exploatărilor; totodată, în normele de tehnica securităţii să se prevadă normative speciale în acest sens. Rezolvarea acestei sarcini este cu atît mai necesară cu cît în cazul instalaţiilor de extracţie cu multicablu tăierea bucăţilor de probă din sfîrşitul cablurilor nu se poate efectua.

c) În cazul instalaţiilor de extracţie cu tobe nu este necesar să se revizuiască actualele prevederi ale N.T.S. referitoare la coeficienţii de siguranţă statici, deoarece practic aceasta nu duce la avantaje tehnico-economice sensibile.

BIBLIOGRAFIE

[1] Gluşko, I. M. : *Determinarea solicitărilor dinamice în cablurile de extracţie de lungime variabilă pentru fondarea noilor norme ale coeficienţilor de siguranţă* (Disertaţie de candidat în ştiinţe, 1964).

[2] Tulin, V. S. : *Bazele teoretice ale acţionărilor automatizate ale instalaţiilor cu multicablu* (Disertaţie de doctorat în ştiinţe, 1963).

[3] * * * Transctions of the Institution of Mining Engineers, 1956—1958.

[4] * * * Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, 1956 — 1958.

[5] * * * *Normele de tehnica securităţii muncii în minele de cărbuni şi de nisipuri bitaminoase din R.P.R.*, 1962.

[6] * * * *Normele de tehnica securităţii muncii în minele de minereuri*, 1962.

[7] * * * *Normele de tehnica securităţii miniere pentru minele din U.R.S.S.*, 1963.

Epurarea apelor reziduale de la uzinele de preparare a cărbunilor

Ing. *N. VÎLCEA* şi
ing. *LIDIA MIHĂILESCU*

Ca urmare a intensei industrializări în cadrul desăvîrşirii construcţiei socialismului în ţara noastră, în ultimii ani au apărut şi sînt în curs de apariţie obiective industriale noi, concomitent cu modernizarea şi mărirea celor existente.

Orice întreprindere industrială este un consumator de apă curată şi totodată o sursă de apă conţinînd reziduuri ale procesului de producţie.

Deversarea acestor ape reziduale industriale în albia rîurilor provoacă impurificarea (poluarea) acestora, micşorînd posibilitatea utilizării lor de către unităţile industriale amplasate în aval pe acelaşi curs de apă, sau chiar făcînd imposibilă utilizarea lor. În afară de acest efect poluarea apei rîurilor provoacă modificări ale faunei diverselor bazine hidrologice, face imposibilă utilizarea apei în scopuri menajere şi dăunează aspectului rîurilor, care sînt una dintre frumuseţele ţării noastre.

Toate aceste considerente au determinat organele centrale să impună luarea unor măsuri sistematice în vederea rezolvării problemei, potrivit specificului fiecărei ramuri industriale.

În articolul de faţă, se va trata problema apelor reziduale de la uzinele de preparare a cărbunilor.

Ceea ce caracterizează apele reziduale ale acestor uzine este debitul mare de apă necesar, respectiv poluarea avansată.

Deşi în instalaţiile de preparare a cărbunilor se face reciclarea apelor de spălare, sînt procese unde nu se poate lucra cu apă decantată pînă la limitele pe care le dau instalaţiile curente (conuri, decantoare), folosindu-se în acest caz apă clară.

Operaţiile, în care se foloseşte apa clară la uzinele de preparare, sînt :

— deşlamarea finală pe site a cărbunelui spălat ;

— diluarea tulburelii care se supune flotării ;

— apa de injecţie la separarea sorturilor mărunte în aparatele Rheo ;

— consumuri netehnologice (pompe de vacuum, spălarea planşeelor etc.).

Dacă considerăm aportul de apă clară egal cu cantitatea de ape reziduale evacuate (cantitatea de apă reţinută în produsele preparării fiind neglijabilă), pentru uzinele de preparare din Valea Jiului, rezultă situaţia comparativă, cu debitul mediu şi minim al emisarului, redată în tabela 1.

Poluarea apei este determinată de natura impurităţilor şi de gradul de impurificare.

Impurităţile care se găsesc în apele reziduale sînt :

— de natură chimică : peliculă de grăsimi de la reactivii de flotaţie, spume şi produse solubilizate în apă care nu ajung la concentraţii, care să pună problema epurării ;

Tabela 1

Instalaţia de preparare	Debitul Jiului la confluenţă, m³/24 ore	Debitul apelor evacuate, m³/24 ore	Proporţia apelor reziduale în amestec, %	Debitul minim al Jiului, m³/24 ore	Proporţia apelor reziduale faţă de debitul minim, %
Petrila	260 000	7 200	2,7	43 000	14,3
Lupeni	260 000	24 000	9,2	43 000	36

— de natură mecanică : particule în suspensie (argilă, cărbune fin, steril fin).

Soluţiile tehnice de epurare a apelor reziduale diferă în funcţie de caracteristicile sursei de impurificare. Condiţia de bază care se impune instalaţiilor de epurare este ca apa epurată să se încadreze în limitele admise de STAS.

Pentru apele reziduale de la uzinele de preparare a cărbunilor aceasta înseamnă respectarea următoarelor limite de impurificare a emisarului în aval de punctul de deversare :

— creşterea conţinutului de material solid în suspensie în emisar în aval de punctul de deversare, 3 mg/l ;

— conţinut de fenoli în apele emisarului, 0,1 mg/l ;

— produse petroliere, să nu formeze peliculă ;

— valoarea *p*H-ului, 6—8,5.

Analiza apelor Jiului executată de Institutul de cercetări şi studii hidrotehnice arată că în privinţa conţinutului de material în suspensie limitele admise de STAS sînt mult depăşite (tabela 2).

În aval de uzinele de preparare se constată urme de reziduuri petroliere provenite din reactivii de flotaţie, în general în limitele admise de STAS. Urmele de reactivi nu constituie o problemă pentru epurare, întrucît acestea nu conţin substanţe dăunătoare (fenoli) şi la o distanţă mai mare în aval dispar.

Tabela 2

Caracteristici fizico-chimice determinate	Jiul de est		Jiul de vest	
	în amonte	în aval de Uzina de preparare Petriala	în amonte	în aval de Uzina de preparare Lupeni
Suspensii, mg/l	maximum 5	800—4 000	maximum 10	400—1 500
Fenoli, mg/l	0	urme	0	urme
Reziduurii petroliere, mg/l	0	0—12	0	0—15

Reactivul de flotaţie cu conţinut ridicat de fenoli (uleiul mediu — provenit de la distilarea gudroanelor din cărbune) a fost înlocuit în anul 1960 prin naftenatul de sodiu, reactiv care conţine doar urme de fenoli şi asigură aceeaşi selectivitate de flotaţie. Astfel conţinutul de fenoli se încadrează în limitele prescrise de STAS.

Separarea spumelor şi a peliculei de grăsimi nu pune probleme dificile, înlăturarea lor fiind posibilă prin simplă decantare, chiar dacă se găsesc emulsionate în apele reziduale supuse epurării. Timpul de separare a produselor petroliere fiind mult mai mic decît timpul de decantare a suspensiilor solide, separarea lor se face simultan cu decantarea apelor reziduale.

Problema principală este epurarea apelor reziduale de suspensiile solide (argilă, şlam cărbunos, steril fin). Rezolvarea acestei probleme determină în fond rezolvarea epurării apelor reziduale de la uzinele de preparare de cărbuni.

Caracteristicile apelor reziduale evacuate de uzinele de preparare sînt prezentate în tabela 3.

Tabela 3

Uzina de preparare	Debitul apelor deversate, m³ /h	Concentraţia apelor reziduale, g/l	Solid în ape reziduale, t/h	Conţinutul de cenuşă al solidului, A^{anh}, %	Analiza granulometrică a solidului −0,071 mm, %
Lupeni	1 200	15,8	19,0	65,5	62,0
Petrila	360	58,0	20,9	71,5	84

Din tabela 3 rezultă, atît conţinutul ridicat în suspensii solide a apelor reziduale evacuate, cît şi faptul că solidul din ape are un conţinut ridicat de particule fine (mai ales la Petrila), ceea ce complică mult problema sedimentării.

În decursul timpului specialiştii în probleme de preparare s-au ocupat de rezolvarea acestei probleme, dar de fiecare dată s-a ajuns la soluţii care nu prezentau o rezolvare tehnică definitivă.

Astfel au fost încercate următoarele soluții :

1. Îngroșarea în decantoare cu adaos de floculant, deversarea apei limpezite în Jiu și pomparea părții îngroșate la silozurile de steril din spălătorie pentru a fi trimise în amestec, în cupe de funicular, la haldă. Soluția a trebuit să fie abandonată datorită dificultăților pe care le-a provocat transportul la haldă.

2. Îngroșarea în hidrocicloane cu deshidratarea părții îngroșate pe filtre cu vacuum. Dezavantajele soluției erau că preaplinul hidrociclonului avea o concentrație prea mare, imposibil de evacuat în Jiu, iar deshidratarea pe filtrele cu vacuum era ineficace (reziduul foarte umed de consistența noroiului, filtrat impur și nesiguranță în funcționare).

3. Îngroșarea în decantoare cu adaos de reactiv floculant, apa limpezită fiind evacuată în Jiu, iar partea îngroșată deshidratată în centrifuge cu turație mare (3 000 rot/min). Dezavantajele soluției au fost că filtratul de la centrifugă a fost impur. De fapt, problema deshidratării sterilelor în centrifuge nu este încă rezolvată în nici o altă țară.

Tabela 4

Alimentare				Preaplin		Sediment	
debit m³/h	materii în suspensie, mg/l	debit solid, t/h	cenușă, %	materii în suspensie, mg/l	cenușă, %	umiditate, %	cenușă, %
1 440	5—25	7—21	45—65	2,0	76,0	19,6	55,0

4. Limpezirea apelor reziduale în iaz cu adaos de reactiv floculant și evacuarea apei limpezite în Jiu. Pe baza experienței noastre s-a ajuns la concluzia că sînt necesare două iazuri cu funcționare alternativă, la umplerea unuia cu sediment urmînd să intre în funcțiune celălalt, iar la primul să se ridice digurile din sedimentul depus.

Iazul de sedimentare experimental, construit la Uzina de preparare Lupeni, avînd suprafața de 1,8 ha, a asigurat obținerea rezultatelor date în tabela 4, în condițiile decantării fără adaos de floculant.

Cu adaos de floculant (var sau ipsos) conținutul de solid în suspensie în apele evacuate prin prealpin a coborît la 0,2—0,4 g/l, recuperarea de solid în sediment fiind de 97—99%.

Deși procedeul de epurare în iazuri de sedimentare este din punct de vedere economic foarte avantajos, această soluție nu poate fi considerată ca definitivă, datorită dezavantajelor pe care le prezintă și anume :

— necesitatea unor suprafețe mari pentru obținerea unei limpeziri bune și asigurarea unui volum de depozitare cît mai mare ;

— cheltuieli mari cu ridicarea digurilor, care se face manual sau mecanizat, cu complicații destul de mari ;

— nesiguranța în rezistența digurilor din sediment.

După cum am arătat, nici una din soluțiile descrise nu a asigurat rezolvarea deplină a problemei, dar activitatea de cercetare și experimentările efectuate ne-au dat posibilitatea să cunoaștem amănunțit calitatea apelor noastre, comportarea lor cu diverși reactivi floculanți, caracteristicile sedimentului obținut, deci să culegem o serie de date asupra acestei probleme.

Astfel, pentru a stabili soluția de epurare definitivă, pe de o parte s-au experimentat comportarea diferiților reactivi floculanți în condițiile limpezirii în decantoare a apelor reziduale, iar pe de altă parte s-a precizat gradul de desecare, care se poate obține pentru șlamul steril îngropat cu ajutorul diferitelor instalații de filtrare, în vederea transportării sale la haldă, în cupe de funicular, în amestec cu sterilul de la preparare.

Experimentarea reactivilor floculanți s-a efectuat la Uzina de preparare Petrila, întrucît apele reziduale de aici prezintă cele mai mari dificultăți la limpezire. Din seria de reactivi încercați la scară industrială citām : var, ipsos, amidon caustificat, poliacrilat de amoniu în mediu bazic. Aceștia s-au dovedit a fi cei mai eficace reactivi floculanți în cadrul încercărilor de laborator.

Rezultatele obținute în decantorul Dorr, cu suprafața de 615 m² de la Petrila, sînt date în tabela 5.

Tabela 5

Reactivul	Consumul specific, kg/m³	Debitul specific, m³/m² h	Alimentare		Îngroșat				Preaplin		
			materii în suspensie, g/l	cenușă, %	materii în suspensie, g/l	pH	cenușă %	recuperare, %	materii în suspensie, g/l	pH	cenușă, %
Var	0,3	0,3	50—70	65—70	300—500	6,5	55—60	96—98	15—18	6—7.5	68—74
Var	0,4	0,3	50—70	65—70	400—500	7,5—8	55—60	99—100	0—2	8—9	70—72
Ipsos	0,1	0,25	40—60	65—70	500—700	6,0	65—70	93—95	0,9—1,2	6,0	70—72
Ipsos	0,15	0,25	40—60	65—70	550—650	6,0	65—70	97—99	0,2—0,7	6,0	70—72
Amidon caustificat	3	0,25	50—75	65—70	300—400	6,5—7,0	55—60	75—80	10—11	6,5—7,5	75—80
Poliacrilat de amoniu + + var	0,025 + 0,15	0,25	50	70	300	6,5	67—69	81—88	0,3—0,5	8—8,5	81—85

Din punctul de vedere al limpezirii realizate, rezultatele cele mai bune s-au obținut cu lapte de var și cu ipsos.

Laptele de var prezintă însă dezavantajul unui *p*H ridicat (peste 8,5). Conținutul de material în suspensie în apele limpezite cu adaos de 0,14 kg ipsos pe metrul cub, în condițiile unui debit specific de 0,25 m^3/m^2 suprafață de decantare, este de 200—700 mg/l.

Poliacrilatul de amoniu în mediu bazic asigură viteze mari de limpezire, dar conținutul de material în suspensie este mai ridicat decît la ceilalți reactivi. Pentru crearea mediului bazic se consumă însă cantități importante de var (0,15 g/l).

Pe lîngă calitățile de floculant, ipsosul prezintă avantajul unei dozări simple și un preț de cost scăzut.

Cu toate că rezultatele obținute se consideră mulțumitoare apa limpezită fiind slab opalescentă, nici unul dintre reactivii încercați nu au realizat scăderea conținutului de solid în limitele admise de STAS.

Desecarea îngroșatului de la decantoare s-a încercat numai, la scară de laborator.

În acest stadiu de cercetări și experimentări, din dispoziția organelor centrale de partid și de stat, s-a organizat o vizită de documentare în străinătate (Elveția, Anglia, Franța), unde s-au examinat diverse instalații de epurare pentru ape reziduale industriale și uzine de preparare de cărbune cu instalații de tratarea apelor reziduale.

Prima concluzie importantă a vizitei de documentare a fost schimbarea modului în care am conceput noi problema de ansamblu a epurării.

Astfel, dacă pînă atunci epurarea apelor reziduale însemna pentru noi descărcarea apelor reziduale de suspensiile solide pentru a le evacua limpezite în Jiu, pe baza celor constatate în străinătate, orientarea noastră s-a îndreptat spre descărcarea apelor reziduale de suspensiile solide numai pînă la limita la care să poată fi din nou reutilizate în uzinele de preparare de cărbuni.

Rezolvarea problemei într-o astfel de manieră se numește în tehnică *reciclare totală* și are o serie de avantaje ca :

— renunțarea la împingerea limpezirii pînă la obținerea unei ape perfect clare, deoarece procesul de spălare a cărbunilor este mai puțin pretențios decît normele care prevăd calitatea apelor deversate în rîuri ; prin aceasta se reduce consumul de reactiv floculant, sau se pot utiliza reactivi mai ieftini și nu este necesar să se asigure suprafețe de decantare exagerat de mari ;

— reducerea adaosului de reactiv floculant, deoarece prin reciclare circuitul se îmbogățește în floculant și adaosul se face numai pentru menținerea condițiilor necesare ;

— realizarea independenței relative a uzinelor de preparare a cărbunilor față de sursele de apă curată, întrucît prin reciclarea totală necesarul de aport din exterior se reduce la circa 10% din aportul inițial în circuit deschis.

În ceea ce privește deshidratarea sterilelor îngroșate, am constatat că s-au obținut rezultate bune prin filtarea pe filtru-presă. Filtrarea pe filtru-presă are avantajul obținerii unui filtrat foarte pur, iar reziduul deshidratat are umiditate redusă (circa 20—25%) și poate fi transportat la haldă în amestec cu sterilul din uzină fără dificultăți.

Astfel de instalații pentru deshidratarea sterilelor îngroșate cu filtre-presă am întîlnit în Anglia la uzina de preparare Bedlay (bazinul carbonifer scoțian). Filtrele sînt fabricate de firma „Manor". La uzina de preparare Tymawk din bazinul carbonifer sud-vest (Cardif) deshidratarea se face pe filtre-presă „Progress engineer".

În Franța la uzina de preparare Wendel-3 din bazinul Lorena sînt de asemenea instalate filtre-presă, produse de firmele „Boulton"" și „Choquenet".

Peste tot unde sînt în funcțiune, filtrele-presă au dat satisfacție completă pentru scopul în care sînt utilizate.

Firmele constructoare se străduiesc să aducă îmbunătățiri pentru reducerea ciclului de funcționare, atît în problema alimentării și presării, cît și în operațiile de demontare, descărcare, remontare.

Strîngerea și desfacerea filtrului se face prin presare hidraulică, operația fiind comandată de la un panou central. Pentru descărcarea filtrului se prevăd, de asemenea, mecanizări menite să reducă la maximum aportul omului și să se realizeze în cel mai scurt timp.

Pentru definitivarea schemei și verificarea concluziilor studiilor și vitezei de documentare, s-a realizat la Uzina de preparare Lupeni, la sfîrșitul anului 1962, o instalație experimentală la scară industrială, utilizînd unul din decantoarele disponibile și montînd o stație de pompare pentru reciclarea apei limpezite.

Încercările au arătat că uzina de preparare poate primi, fără dificultăți, în locul apei clare, apă limpezită pînă la 2 g/l, cu vîrfuri chiar de 8—10 g/l.

Reciclarea apei limpezite nu provoacă nici o perturbație la flotație sau în circuitul de mediu dens.

Cu această ocazie a apărut ca necesară asigurarea separării rumegușului, care vine o dată cu cărbunele din mină și a spumelor. Inexistența la început a unor separatoare în acest scop a provocat în primele zile, atît înfundarea conductelor de răcire a presetupelor la pompele de circulație și scoaterea din funcțiune a acestora, cît și înfundarea stropitorilor la site.

Astfel s-a precizat definitiv schema de epurare a apelor reziduale de la uzinele de preparare din Valea Jiului, urmînd ca la intrarea în funcțiune a instalațiilor de epurare să se stabilească adaosul minim de apă proaspătă necesară pentru funcționarea normală a procesului de spălare.

Această schemă cuprinde următoarele :

1. Limpezirea apelor reziduale în decantoare cu adaos de reactiv floculant. Decantoarele vor fi radiale cu acționarea brațelor periferică și prevăzute cu dispozitive pentru colectarea și evacuarea spumelor și a rumegușului. Drept reactiv floculant se va utiliza ipsosul, care este cel mai avantajos din punct de vedere tehnico-economic. Dozarea lui se va face în soluție de circa 1:10 cu un consum specific de 0,4 kg/m³.

2. Reciclarea totală a apelor limpezite prin racordarea la circuitul vechi al apei curate, excluzîndu-se numai un număr redus de consumatori pentru care se va face rețea separată de apă curată (răcirea presetupelor la pompe, și stropirea cărbunelui clasa 0,5—3 mm).

3. Deshidratarea îngroșatului decantoarelor pe filtru-presă cu reciclarea filtratului obținut și evacuarea turtelor deshidratate la haldă în amestec cu sterilul grosier al spălătoriei.

Pe baza acestei scheme s-au elaborat proiectele de ansamblu ale instalațiilor de epurare de la uzinele de preparare Petrila și Lupeni.

NOTE

Aparat pentru recoltarea netulburată a probelor din terenuri necoezive și slab coezive

Ing. *D. GEORGESCU*,
ing. *F. SAVIN* și
proiectant *C. VAIS*

Pentru determinarea capacității portante a terenurilor pe care se fundează construcțiile miniere de suprafață este necesară cunoașterea caracteristicilor fizico-mecanice ale terenului, fapt care duce la recoltarea de probe netulburate.

Sînt însă unele terenuri de suprafață la care caracteristicile fizice nu se pot determina, în condițiile de strat (condiții netulburate), prin folosirea metodelor clasice de recoltare a probelor. Inconvenientele acestea apar datorită faptului că în timpul recoltării, proba de teren nu poate fi reținută în carotieră din cauza caracteristicilor ei structurale.

Astfel de terenuri sînt acelea la care indicii de consistență caracterizează terenul în domeniul plastic moale-plastic curgător.

Mai există și cazuri cînd terenurile slab coezive, din care se impune recoltarea unor probe netulburate, se situează sub talvegul apelor de suprafață sau în zonele limitrofe ale zăcămintelor de substanțe minerale utile, dar și în aceste cazuri se pot întîlni inconvenientele de mai sus.

Pentru a recolta o probă netulburată din astfel de terenuri, este necesar să se folosească un sistem la care proba, în timpul extragerii, să nu-și deranjeze structura.

În literatura tehnică se indică folosirea, în alte țări, a unor carotiere care prin sistemul de înfigere realizat, permit un carotaj continuu. Astfel, se folosesc carotiere cu piston fix și carotiere cu supapă și bilă.

Carotiera cu piston fix se bazează pe crearea unei forțe depresionare (de vid) între suprafața pistonului și proba extrasă, fapt ce duce la reținerea probei în carotă.

Pentru obținerea unei probe cît mai nederanjată din punct de vedere structural, Hvorslev menționează că cifra procentuală de carotaj, *r*, trebuie să fie cît mai apropiată de 1. Se menționează că prin cifra procentuală de carotaj se înțelege raportul :

$$r = \frac{L}{H},$$

în care :

L este adîncimea de înfigere a carotei în teren, de la talpa găurii forate ;

H — lungimea probei de teren obținută.

Pentru a se realiza acest lucru, este necesar ca coeficientul de perete al carotierei C_p să fie cît mai mic, înțelegînd prin coeficient de perete raportul :

$$C_p = \frac{D^2 - d^2}{d^2},$$

în care :

D este diametrul exterior al carotierei ;

d — diametrul interior al carotierei.

Față de cele de mai sus, privind recoltarea netulburată a probelor de teren slab coezive, la noi în țară s-a folosit un aparat cu carotieră cu piston fix.

Principiul de recoltare netulburată la acest aparat constă în crearea forței de depresiune prin etanșarea perfectă a pistonului față de tubul carotier.

Ruptura de vid, după recoltarea carotei, se creează prin desfiletarea șurubului *1* și a șuruburilor care fixează garnitura de etanșare din cauciuc *2* (fig. 1). La acest aparat pot fi folosite două tipuri de tuburi carotiere, ținînd seamă în acest fel de recomandările STAS 1912—50 :

— primul tip *3* (fig. 1), cu diametrul exterior de 53 mm, și cu coeficientul de perete, $C_p = 0{,}092$;

— al doilea tip, cu diametrul de 83 mm și cu coeficientul de perete, $C_p = 0{,}15$.

Primul tip se poate folosi în cazul recoltărilor de probe cu caracter de recunoaştere (cazul forajelor de referinţă).

Cel de-al doilea tip se foloseşte, conform indicaţiilor STAS 1912—50, pentru recoltarea probelor netulburate în vederea determinărilor de laborator. Pentru montarea acestui tip se foloseşte o bucşă intermediară.

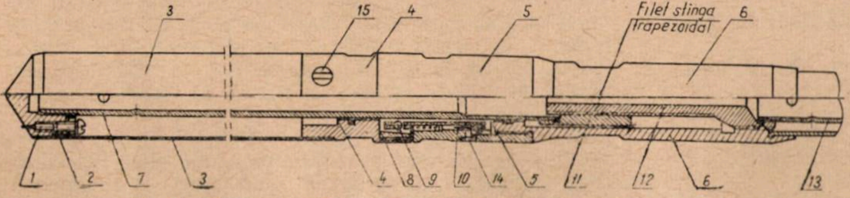


Fig. 1. Corpul de manevră al pistonului cu tubul carotier :

1 — şurubul ventil ; 2 — garnitura de cauciuc pentru etanşare ; 3 — tubul carotier ; 4 — corpul inferior ; 5 — corpul intermediar ; 6 — corpul superior ; 7 — tija-piston ; 8 — bucşe cu conicitate interioară ; 9 — bile de oţel ; 10 — camă ; 11 — piuliţă cu filet stînga ; 12 — şurub cu filet stînga ; 13 — garnitura de tije ; 14 — şurub de manevră ; 15 — şurub de fixare a carotierei.

Se menţionează că aparatul este astfel construit încît permite numai o carotare continuă.

Adîncimea maximă de lucru a aparatului este de 30 m, ceea ce revine la o efectuare de circa 30 marşuri.

Sistemul de avansare a carotierei în teren se bazează pe o apăsare continuă pe talpa sondei, prin intermediul garniturilor de prăjini care sînt fixate la partea superioară de un cleşte special (fig. 2).

Faţă de schema clasică de lucru a unui aparat de foraj, actuala schemă se bazează pe principii simplificate.

Astfel, în schema de lucru a aparatului s-a introdus sistemul de fixare (fig. 3), care permite apăsarea continuă pe talpă prin intermediul burghielor de ancoraj.

Schema de lucru la acest aparat este următoarea (fig. 3) :

— se acţionează troliul manual cu două manivele *1* ;

— forţa de tracţiune din cîrligul macaralei *2* solicită sistemul de fixare *3, 4, 5, 6* şi *7*, care, la rîndul lui, se bazează pe rezistenţa la smulgere a terenului ;

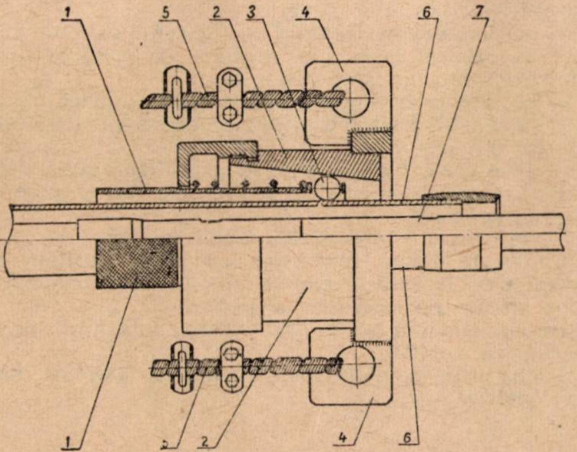


Fig. 2. Corp cleşte special :

1 — carp cleşte ; 2 — bucşe cu conicitate interioară ; 3 — bile de oţel ; 4 — jug cu urechi ; 5 — cablu ; 6 — garnitura de prăjini ; 7 — garnitura de tije.

— prin asigurarea sistemului de fixare este posibilă apăsarea garniturilor de prăjini cu ajutorul cleştelui special *8*, prin intermediul cablului *4*, care leagă cele trei role cu cîrlig.

Această schemă simplificată de lucru prezintă un mare avantaj în tehnologia de manevrare, în comparaţie cu schemele clasice.

Pentru trepiedul de susţinere a instalaţiei s-a ales o capacitate portantă de 1,5 t. Aceasta condiţionează un transport şi o manevră uşoară a trepiedului.

Descrierea aparatului

Aparatul de recoltare continuă şi netulburată a probelor din terenuri slab coezive este alcătuit din următoarele părţi principale :

— sistemul de susţinere ;

— sistemul de acţionare ;

— sistemul de fixare ;

— sistemul de manevrare.

1. *Sistemul de susţinere* îl alcătuieşte trepiedul propriu-zis al aparatului *9* (fig. 3). Acest sistem a fost proiectat pentru o sarcină maximă la cîrlig de 1,5 t.

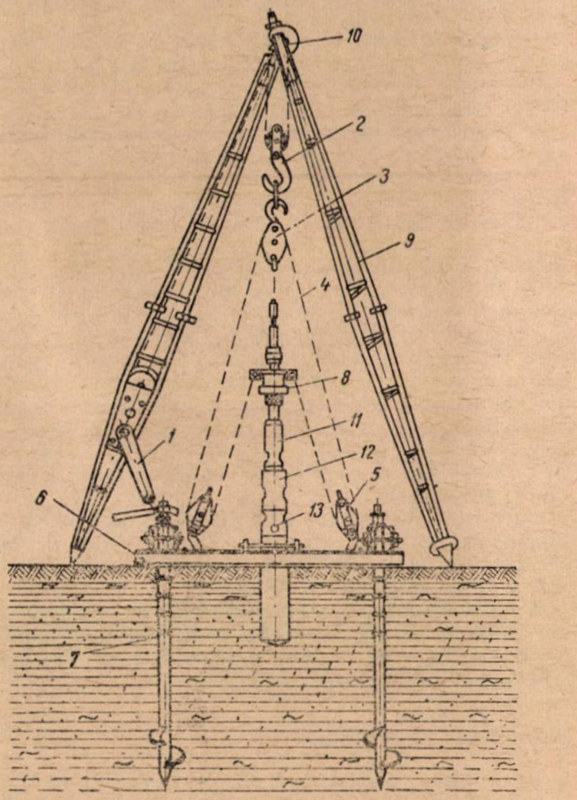


Fig. 3. Aparatul de recoltat probe.

Pentru un transport şi o manevrare uşoară a trepiedului, acesta a fost construit din ţeavă specială cu Ø 20 × 3 mm.

Pe unul din picioarele trepiedului a fost montat granicul manual.

În poziţia de lucru, înălţimea trepiedului este de 3,8 m.

Pentru o asamblare uşoară a trepiedului, picioarele acestuia sînt constituite din două părţi : partea inferioară şi partea superioară. Aceste două părţi se asamblează prin înfiletare.

În partea superioară a piciorului, pe care este situat granicul, sînt fixate cele două role *10* (fig. 3), care susțin echipamentul de tracțiune al cîrligului. Greutatea totală a trepiedului este de circa 80 kg.

2. *Sistemul de acționare* a instalației îl constituie :

— granicul, fixat pe unul din picioarele trepiedului ;

— cele două role fixate la partea superioară a piciorului cu granic ;

— echipamentul de tracțiune, *2* (fig. 3), al macaralei.

3. *Sistemul de fixare* a instalației are rolul de a prelua sarcinile date de către sistemul de acționare și a le transmite la echipamentul de manevrare.

El este alcătuit din următoarele părți :

— rola cu cîrlig *3* (fig. 3) ;

— cadrul metalic *6* pe care se sprijină burghiele de ancoraj *7 ;*

— cele două burghie de ancoraj 7, cu lungimea de 1,500 m și prevăzute cu cîte o pală cu Ø 160 mm ; aceste burghie solicită terenul la tracțiune, putînd prelua o sarcină de circa 5 t ;

— cele două role cu cîrlig *5* (fig. 3), care se asamblează la cadrul metalic de susținere.

4. *Sistemul de manevrare* este alcătuit din următoarele părți principale :

— ansamblul cleşte special construit dintr-un jug cu urechi, *4*, și o bucșă cu conicitate interioară, *2*, cu bile, *3*, și resort (fig. 2). ;

— garnitura prăjinilor de manevră constituită din țevi cu Ø 42 × 4 mm și lungimi de cîte 1 m ;

— corpul de manevră al pistonului alcătuit din trei piese cilindrice *11*, *12* și *13* (fig. 3) ;

— tubul carotier *3* (fig. 1), care se înfiletează la corpul inferior de manevră al pistonului ;

— pistonul carotierei care condiționează crearea forței de depresiune, pentru reținerea în carotieră a materialelor necoezive, plastic moale ;

— garnitura tijelor de manevră, fixată la partea inferioară de pistonul carotierei 7 (fig. 1).

Se menționează că elementul esențial al acestui sistem îl constituie cele două corpuri cleşte alcătuite din bucșe tronconice cu bilă și resort. Aceste corpuri sînt situate, unul la partea superioară, care condiționează manevrarea garniturilor de prăjini (fig. 2) ,și cel de-al doilea — în corpul inferior de manevră al pistonului *8* și *9* (fig. 1). Acesta din urmă permite blocarea mersului în jos al tijelor asamblate la piston din momentul în care acționează asupra camei *10* (fig. 1).

Garnitura de prăjini se înfiletează la corpul superior de manevră al pistonului. De asemenea, garnitura de prăjini poate fi fixată prin înfiletare, prin filet stînga față de garnitura tijelor.

Această asamblare ajută în vederea coborîrii sistemului de manevră. Desfiletarea acestor două garnituri se poate face de la suprafață, după ce carotiera a ajuns pe talpa sondei.

Tehnologia de recoltare

În vederea recoltării probelor netulburate din terenuri slab coezive și consistență redusă se montează mai întîi trepiedul pe amplasamentul ales. Astfel se asamblează picioarele inferioare cu cele superioare, obținîndu-se înălțimea de 3,8 m față de gaura de forat.

Se fixează pe teren cadrul metalic în funcție de poziția găurii de forat, după care se introduc burghiele de ancoraj cu ghidajele fixate pe ele. Aceste ghidaje constituite din fiare profil *U* sînt fixate pe burghiu cu ajutorul unor șuruburi cu piuliță înainte de introducerea lor în teren.

Înfigerea în teren a burghielor se face cu ajutorul manivelei *1* (fig. 3). Se montează echipamentul de tracțiune al macaralei, după care se fixează echipamentul de tracțiune-cîrlig al sistemului de fixare.

Cele două capete ale cablului de tracțiune din echipamentul de fixare se prind în jugul cu urechi al corpului cleşte special.

Se execută apoi o gaură în locul fixat, cu diametrul de 70 mm și adîncimea de circa 500 mm, care servește la ghidarea carotierei în momentul introducerii ei în teren.

Înainte de a introduce carotiera cu sistemul ei de manevrare, se execută următoarele operații :

— se înfiletează pistonul propriu-zis la tija pistonului ;

— se asamblează tija pistonului la piulița *11*, la șurubul *12* (prevăzut cu filet stînga trapezoidal) și la tija de legătură *13* (fig. 1). ;

— acestea se introduc în corpul de manevră al pistonului la care este atașat cilindrul carotier ;

— se reglează sistemul tije de legătură — tije piston — pistonul propriu-zis în corpul de manevră, prin intermediul șurubului cu filet trapezoidal ; reglarea se face astfel ca partea cilindrică a pistonului să vină în fața tubului carotier ;

— se blochează pistonul față de corpul de manevră cu ajutorul unei came care se învîrtește în partea stîngă prin intermediul unui șurub ; această comandă se execută de la suprafață ;

— se montează garnitura de prăjini și tije, pînă la nivelul jugului cu urechi, după care se montează acestea la corpul cleştelui special.

Cînd aparatul este fixat în poziția de lucru și cu pistonul în talpa găurii de sondă, se separă garnitura tijelor asamblată la piston de garnitura de prăjini prin rotirea de la suprafață a tijelor cu ajutorul unei chei fixe.

Din momentul în care se acționează asupra manivelei de la granic, garnitura de prăjini cu carotiera respectivă înaintează în teren prin înfigere (fără rotire). În acest fel se permite intrarea probei în carotieră, efectuîndu-se primul marș. Urmează apoi extragerea dispozitivului din teren cu ajutorul granicului.

Corpul de manevră fiind scos la suprafață, se extrage tubul carotier astfel :

— se declanșează pistonul cu ajutorul șurubului *14* (fig. 1), existent în corpul mijlociu de manevră prin învîrtirea acestuia spre dreapta ;

— se desfac cele trei șuruburi de la tubul carotier *15* (fig. 1), făcînd posibilă scoaterea carotierei de la aparat ;

— se execută ruperea de vid prin deșurubarea ventilului de pe piston, creînd legătura probei cu presiunea atmosferică ;

— se extrage pistonul din tubul carotier.

Carotiera extrasă împreună cu proba recoltată se parafinează la ambele capete, înainte de introducerea unor discuri de susținere a probei.

Această măsură se ia în vederea înlăturării pierderilor de umiditate.

Proba astfel pregătită este trimisă la laborator pentru analize.

INFORMAŢII

Congresul internaţional minier de la Salzburg

15 — 21 septembrie 1963

Congresul internaţional minier, care s-a ţinut la Salzburg (Austria) în perioada 15—21 septembrie 1963, a avut ca obiect următoarea tematică: *„Ştiinţa şi tehnica în lupta pentru securitatea muncii în mine"*.

Referatele prezentate au fost împărţite în şapte grupe:

Grupa I. Corelaţia dintre om şi activitatea sa, în scopul creşterii securităţii şi eficacităţii muncii în mine.

Grupa a II-a. Influenţa zăcămîntului şi a lucrărilor miniere asupra securităţii muncii în mine. Noi posibilităţi de tehnică minieră pentru mărirea securităţii muncii în mine.

Grupa a III-a. Dirijarea coperişului, prevenirea căderilor de roci şi loviturilor de coperiş.

Grupa a IV-a. Prevenirea şi combaterea focurilor în mine.

Grupa a V-a. Exploatarea zăcămintelor cu gaze; combaterea exploziilor.

Grupa a VI-a. Prevenirea şi tratamentul bolilor minerilor.

Grupa a VII-a. Consideraţii generale privind creşterea gradului de securitate în mine.

Referatele prezentate de specialiştii romîni au fost următoarele:

— *Orientări în cercetarea influenţei factorilor psihofizici asupra muncii în mină,* de dr. Maurer, M. (grupa I).

— *Campania de propagandă privind măsurile de protecţia muncii în mine — mijloc eficace pentru scăderea accidentelor în muncă,* de ing. Angelescu, M. şi ing. Herescu, N. (grupa a VII-a).

La congres au participat 20 de ţări.

În cele ce urmează este redat, în rezumat, conţinutul referatelor ţinute, scoţînd în evidenţă problemele mai importante.

Conferinţe cu caracter general

1. *Prevenirea accidentelor în minele din Austria,* de dr. H. Kern.

Conferinţa cuprinde patru părţi: introducere; prevenirea accidentelor în minele din Austria; ştiinţa şi tehnica în slujba prevenirii accidentelor; concluzii.

Faptul că în Austria a existat din trecut un cod minier şi regulamente generale asupra exploatării minelor a permis ca în anul 1954 să fie elaborat noul cod minier, care statuează securitatea personală şi materială contra pericolelor de accidente drept obligaţii incontestabile pentru fiecare conducător de exploatare.

Pentru garantarea unei conduceri competente a exploatării miniere, codul minier prescrie obligaţia pentru conducător de a fi obţinut certificatul de capacitate ca şef de exploatare. Acest certificat se obţine pe bază de examen, care poate fi susţinut de absolvenţii şcolilor superioare de mine (grad universitar) cu o practică în exploatare de cel puţin trei ani. Pentru inginerii încadraţi în organele de control se cere să fie şi absolvenţi ai facultăţii de drept.

Şeful exploatării este principalul responsabil de securitatea exploatării şi este ajutat în sarcina sa de către şeful serviciului de securitate minieră. Această persoană, care în marile districte miniere este un inginer de mine cu experienţă, are un rol consultativ.

Şeful serviciului de securitate minieră este însărcinat cu studierea sistematică a cauzelor accidentelor, atît pe bază de statistică, cît şi prin participarea la anchetarea pe loc a accidentelor uşoare. Accidentele grave şi mortale sînt anchetate de către organele controlului minier.

Iniţiativa în problemele de securitate rămîne şefului de exploatare, supravegherii şi comitetului de muncitori.

Pentru prevenirea accidentelor se iau măsuri în ce priveşte:

— Menţinerea ordinei şi securităţii în exploatare.

— Instruirea profesională cît mai completă, de toate gradele. De remarcat că minerii nu sînt specializaţi în anumite direcţii, aceasta pentru ca minerul să se poată adapta uşor unor condiţii de lucru noi, în caz că este nevoie să fie schimbat de la locul de muncă. De asemenea, după regulamentul general de exploatare trebuie că reinstruirea minerilor asupra regulilor principale de securitate să se facă cel puţin de două ori pe an.

— Repartiţia la muncă, considerîndu-se că o bună cooperare şi familiarizare cu condiţiile specifice de lucru ale locului de muncă au o mare importanţă.

— Mijloacele psihologice care să intereseze pe muncitori la prevenirea accidentelor (întreceri, drapele competiţionale, broşuri de propagandă, grafice, comentarea accidentelor etc.).

2. *O trecere în revistă a realizărilor ştiinţifice în domeniul securităţii în mine, baza Conferinţei internaţionale a directorilor staţiilor de securitate minieră, ţinută la Varşovia în anul 1961,* de prof. dr. ing. W. Cybulski — Varşovia.

La această conferinţă s-au dezbătut următoarele subiecte: probleme de securitate în ce priveşte exploatarea găurilor de mină; grizuul şi grizumetria; aparate electrice antideflagrante; focuri şi incendii; explozii de praf de cărbune, prezentîndu-se 79 comunicări care au fost discutate în cursul celor 13 şedinţe ce au avut loc.

Grupa I. Corelaţia dintre om şi activitatea sa, în scopul creşterii securităţii şi eficacităţii muncii în mine.

1. *Principiile securităţii,* de N. H. George — Canada.

Programul de securitate în toate minele Asociaţiei minelor metalifere din Quebec se bazează pe următoarea premisă: numărul de accidente poate să fie diminuat, dacă se pot descoperi şi aplica cu consecvenţă principiile care guvernează prevenirea.

Studiile întreprinse au demonstrat că actualmente sursele de accidente pot fi reduse la trei şi anume: condiţii rele de muncă; metode necorespunzătoare; starea de spirit a oamenilor.

Din aceste trei surse de accidente, ultima este cea mai importantă, deoarece „starea de spirit a oamenilor" cuprinde toate laturile abstracte ale personalității umane, cum sînt : atitudinea, temperamentul, superstițiile, ideile preconcepute, puterea de a gîndi logic, alte efecte ale influenței înconjurătoare, experiența și ereditatea, care fac pe om să se comporte de o manieră oarecare.

Referatul detaliază aceste principii punînd accentul pe contramaistru, căruia îi revine responsabilitatea față de orice accident care poate să survină muncitorilor în subordine.

2. *Orientări în cercetarea influențelor factorilor psiho-fizici asupra muncii în mină,* de dr. M. Maurer — R.P.R.

Analiza situațiilor a arătat că există două categorii de factori, care constituie cauzele accidentelor de muncă și bolilor profesionale :

— factori tehnici, legați de nocivitatea materiei și energiei utilizate pentru producție ;

— factori umani, care cuprind fenomenele legate de comportarea muncitorilor față de materia și energia cu care ei se găsesc în raport la locul de muncă.

În lumina acestor considerații, prevenirea riscului profesional impune completarea măsurilor tehnice de securitate în muncă prin măsuri biologice de securitate a muncitorului, orientate mai ales spre o cunoaștere riguroasă a organismului său.

Urmînd în mod consecvent reducerea riscului profesional, prin anihilarea tuturor factorilor care contribuie la acest risc, securitatea muncitorilor din mină se realizează în R.P.R. prin :

— dispozitive tehnice de securitate în muncă cu realizarea unei ambianțe psihologice favorabile, prin chemarea sindicatelor la o participare largă, atît pentru organizarea muncii, cît și pentru stabilirea normelor de muncă ;

— prin crearea de condiții sanitare favorabile și continua supraveghere medicală a minerilor, cu ajutorul unui serviciu medical specializat, care urmărește profilaxia și depistarea oricărui dezechilibru organo-psihic în stare incipientă ;

— crearea unei ambianțe de viață extraprofesională salubră, prin construirea de orașe miniere în care confortul reduce munca suplimentară și elementele de tensiune familială, permițînd realizarea unui mod de viață în care utilizarea timpului liber are un caracter compensator în raport cu efortul profesional ;

— facilitarea soluționării stărilor care strică echilibrul familial, prin serviciul social al întreprinderii.

3. *Adaptarea profesională a omului la muncă în industria minieră din Republica Populară Polonă,* de doc. dr. ing. Alexandru Anasiewicz — R.P.P.

Pregătirea omului pentru a face față la exigențele unei munci sigure și productive, în minele moderne constă, mai ales, dintr-o selecțiune corespunzătoare a oamenilor pentru industria minieră, din punctul de vedere al constituției fizice și psihice, dintr-o formare profesională justă și din ameliorarea sistematică a calificării lor în ceea ce este nou și progresist, astfel ca să participe activ la desfășurarea progresului tehnic.

Pentru determinarea aptitudinii omului la muncă, în minele poloneze se practică două feluri de examene — medicale și psihologice.

Examenele medicale sînt de două feluri : preliminare — aplicate la toți noii veniți ; periodice — aplicate la tot personalul folosit în industria minieră, la intervale precizate prin regulamente.

Examenele psihologice de selecție sau de calificare, care preced angajarea muncitorilor la lucru sau instruirea lor, au ca scop, între altele, alegerea muncitorilor potriviți locurilor pentru o muncă determinată și prevenirea pierderii de timp și de cheltuieli pentru instruirea lor, putîndu-se spune de la început, cu o mare probabilitate, dacă ei se pretează sau nu la un anumit fel de muncă.

În activitatea legată de pregătirea profesională a muncitorilor se disting două căi :

— pregătirea cadrelor noi în școli fundamentale și școli secundare de mină ca și în școli tehnice superioare ;

— formarea noilor angajați în centrele întreprinderilor și în unitățile centrale pentru formarea profesională, ucenicie sau pentru ameliorarea calificării muncitorilor.

Din schema prezentată de referent rezultă că după ce au terminat cele șapte clase elementare tinerii, care vor să intre în industria minieră, au mai multe căi de ales :

— școala fundamentală de mine de trei ani (muncitor minier calificat) ;

— școala secundară de mine de cinci ani (maistru minier calificat) ;

— absolvenții cursului inferior de liceu de patru ani pot urma școli naționale de mine de doi ani, devenind maiștri minieri calificați ;

— atît absolvenții școlilor secundare de cinci ani cît și ai școlilor naționale de mine de doi ani pot urma școlile tehnice superioare cu o durată de șase ani.

Studiile în toate școlile sînt gratuite.

Pentru soluționarea problemei dificile și complexe a educației personalului și pentru puterea de a acționa în domeniul securității muncii, se acordă o atenție specială următoarelor probleme :

— întărirea autorității personalului de supraveghere și bunele relații dintre oameni ;

— trezirea inițiativei și interesului pentru muncă ;

— respectarea regulamentelor și a altor norme legale ;

— încurajarea sugestiilor, propunerilor și inovațiilor ;

— recompense și sancțiuni ;

— folosirea celor mai noi metode de propagandă.

Grupa a II-a. **Influența zăcămîntului și a lucrărilor miniere asupra securității muncii în mină. Noi posibilități de tehnică minieră pentru mărirea securității muncii în mine**

1. *Folosirea procedeelor raționale în proiectarea minieră,* de prof. S. Boskov și M. T. Wane — S.U.A.

Criteriile, care determină proiectarea logică a lucrărilor subterane, se pot împărți, după părerea referenților, în : analize teoretice ; rezultatele studiului pe modele ; rezultatele încercărilor fizice ; investigații și considerații practice.

După ce analizează detaliat aceste categorii, autorii arată că dificultățile soluționării problemelor de proiectare minieră rezultă din incertitudinea de bază, care înconjoară acest domeniu de activitate. Această incertitudine îndeamnă către efectuarea de experiențe și cercetări în cursul dezvoltării unei mine noi.

Autorul proiectelor miniere trebuie să aibă calități speciale. Nu este suficient să fie numai practician și nici să fie numai teoretician.

Cum gama de probleme ale proiectării miniere este complexă, autorii consideră că nu este posibil să se dea o soluție generală, mai ales cînd mina prezintă probleme specifice, care contribuie la incertitudinea proiectării.

2. *Probleme privind securitatea exploatării stratelor de cărbune situate la adîncimi mari,* de prof. G. V. Krasnikovski — U.R.S.S.

În U.R.S.S., adîncimile mari, de la care încep să apară dificultăți, diferă de la bazin la bazin carbonifer, variind de la 300 la 600 m.

Experiența căpătată actualmente în U.R.S.S. și în alte țări, cu privire la munca în minele adînci de cărbuni, arată că în aceste cazuri exploatarea stratelor de cărbune se caracterizează prin fenomene de deformare și de mișcări amplificate ale rocilor, prin degajări intense de metan, autoaprinderi ale cărbunilor, printr-o căldură mare a atmosferei ambiante, prin formarea intensă de praf.

Pe măsură ce s-a acumulat experiență, au început să se aplice metode de exploatare care corespund condițiilor complexe și grele ale exploatării stratelor de cărbune situate la adîncimi mari.

Pentru prevenirea erupțiilor de cărbune și metan sau pentru prevenirea loviturilor de coperiș, se aplică pe o scară largă descărcarea presiunii coperișului dintr-un strat principal prin exploatarea prealabilă a unor strate din culcușul sau coperișul acestuia. Succese s-au obținut, de asemenea, în domeniul degazării prealabile prin găuri de sondă sau galerii speciale, ajungîndu-se la o reducere a conținutului specific de metan pînă la 10—12 m^3/t. Pentru reducerea prafului se practică umezirea prealabilă etc.

Cu toate acestea, problema prevenirii erupțiilor de cărbune și metan în stratele periculoase, care nu au strate protectoare, trebuie să mai fie analizată. Există două tendințe pentru rezolvare : una bazată pe subminarea prealabilă totală a acestor strate, în limitele etajului, subetajului sau a orizontului, cu ajutorul plugurilor cu cablu, ceea ce permite să se obțină o degazare aproape totală a acestor strate și o descărcare a presiunii rocilor ; a doua este bazată pe injecția în strat a apei sub o mare presiune (de ordinul a 200 at), ceea ce face ca gazul să migreze din masa de cărbune.

3. *Condiții de securitate mai bune, obținute prin folosirea forajului înclinat în exploatările miniere la zi*, de prof. B. J. Kochanowsky — S.U.A.

Cercetările, întreprinse de autor după al doilea război mondial, au arătat că forajul înclinat necesită o cantitate de exploziv pe tona de rocă minată mai mică decît la orice altă metodă. Deoarece energia explozivă este mai bine folosită și rezistența rocii la piciorul treptei este mai mică (ținîndu-se seama și de unghiul de ruptură care este mai mare), distanța dintre găuri și fața liberă poate să fie mărită, cît și distanța dintre găuri, din care cauză cheltuielile de foraj se reduc.

Ca urmare a acestor avantaje, forajul se execută fără pericol de surpare a buzei treptei, încărcarea mecanică se poate face fără pericol de surpare a taluzului (ca în cazul forajului vertical), cantitatea de blocuri mari (negabariți) este mai mică, vibrațiile produse prin operația de foraj sînt mai mici, deci stricăciunile suferite de clădirile situate în regiunea exploziei sînt mai mici, pericolul rateurilor scade etc.

4. *Măsuri de securitate în diferite metode de exploatare la zi a lignitului*, de dr. ing. Gottfried Teufer — R.D.G.

În exploatările la zi de lignit din R.D.G., se extrage un cărbune de vîrstă eocenă și miocenă, acoperit cu strate terțiare și deluviale. Este vorba deci de o exploatare în roci mobile, a unui cărbune a cărui grosime atinge 60 m și uneori mai mult. Raportul între util-steril se ridică în mijlociu de la 1 : 1,5 la 1 : 3.

După datele statistice care i-au stat la dispoziție, autorul clasifică accidentele din exploatările de lignit la zi din două puncte de vedere : după serviciile de exploatare și după circumstanțele accidentelor.

În funcție de aceste două mari categorii, G. Teufer stabilește trei indici : numărul absolut de accidente, repartiția procentuală a accidentelor și numărul de accidente pe 10 000 unități de extracție.

În ceea ce privește circumstanțele accidentelor, statistica arată că pe primul loc stau accidentele cauzate prin căderea oamenilor și obiectelor, iar pe al doilea loc — accidentele provocate de curentul electric. Din punctul de vedere al gravității, transportul cu locomotive ocupă primul loc, care, de asemenea, ocupă primul loc și în ceea ce privește avariile.

5. *Care sînt efectele raționalizării și mecanizării din industria carboniferă asupra securității muncii în mine ?*, de K. Brandi — R.F.G.

Raționalizarea producției de cărbune din R.F.G. (în special din bazinul Ruhr), printr-o mecanizare avansată, a fost impusă de criterii economice și lipsa de brațe de muncă, determinate, la rîndul lor, de condițiile tehnice de exploatare dificile (grosime medie a stratelor de cărbune, 1,30 m, adîncime medie de exploatare, 750 m și înclinări la 30% din strate mai mari de 40°).

Eforturile pentru o mecanizare sistematică s-au îndreptat în special spre locurile unde munca este mai grea, ajungîndu-se astfel ca la sfîrșitul anului 1962 extracția și încărcarea să fie complet mecanizate, iar tăierea — în proporție de 56%. Procentul de 56% pentru mecanizarea tăierii se repartizează : 44% pentru pluguri și 12% pentru combine. Restul de 44% din producție este tăiată cu ciocanele de abataj și încărcată manual pe transportoare cu raclete cu lanț dublu (24%) și cu alte metode pentru strate înclinate (20%), cum ar fi ciocan de abataj și transport prin căderea liberă.

Tendința evoluției mecanizării tăierii cărbunelui în abataj arată că după o creștere a riscului de accidentare, provocat de aplicarea diferitelor metode de mecanizare, a urmat o securitate mai mare pentru muncitorii din abataj, pe măsură ce se făceau progrese în materie de mecanizare complexă. Același fenomen s-a constatat și în dezvoltarea susținerii metalice. Astăzi, prin utilizarea pe o scară din ce în ce mai largă a stîlpilor hidraulici și a susținerii pășitoare, riscul de accidentare la susținere a scăzut mult.

Din statistici se constată că modernizarea fronturilor de abataj prin mecanizare, pe lîngă că a dus la creșterea randamentelor, a ameliorat simțitor și securitatea muncii.

Din nefericire, fluctuația importantă a mîinii de lucru se opune influențelor pozitive ale progresului tehnic referitoare la securitatea în mină, afirmație ilustrată de faptul că majoritatea accidentelor le suferă personalul nou, din cauza lipsei de atenție, nerespectării regulamentelor etc.

6. *Riscul viiturilor de apă și eliminarea lui în minele din Ungaria*, de dr. Zoltan Ajtay — R.P.U.

Exploatarea zăcămintelor de cărbuni, bauxită și minereuri de magneziu din R.P.U. a devenit destul de grea din cauza riscului viiturilor de apă, încît eliminarea lui impune să se recurgă la măsuri de protecție de diferite grade, atît la amplasarea minei, cît și în timpul executării lucrărilor de deschidere, pregătire sau abataj. Se remarcă debitul ridicat de apă la unele mine, ajungînd uneori la 55,6 m^3/t (pentru un $H \approx 162$ m).

După natura surselor de apă, se deosebesc :

— ape de natură carstică care pătrund din rocile constituite din carbonați ;

— ape care se acumulează în rocile poroase și mobile.

Se poate afirma că 40% din rezervele minerale ale R.P.U. nu pot fi extrase rentabil prin metodele de protecție obișnuite, care sînt puțin eficace contra viiturilor de apă de natură carstică.

În funcție de condițiile geologice se aplică metode de protecție preventive active și pasive constînd din : dirijarea corespunzătoare a lucrărilor, drenaj preliminar și evacuare, diguri sau injecții de consolidare (de exemplu cimentări).

De remarcat că, adeseori, în minele de lignit din bazinele Kânyas și Ménkes, nisipurile acvifere sînt însoţite şi de emanaţii de metan, ceea ce determină măsuri speciale stabilite în dispoziţiile de securitate cuprinse în legea minelor dintre care cele mai importante privesc: determinarea pilierilor de protecţie; avizarea construirii digurilor de protecţie şi echiparea lor; metodele de exploatare; execuţia sistematică a scăderii nivelului de apă; modul de protecţie contra nisipului curgător; controlul şi înregistrarea afluenţelor de apă etc.

7. *Cercetări privind securitatea utilizării energiei electrice în industria minieră*, de prof. V. S. Kravcenko — U.R.S.S.

Studiile privind securitatea utilizării energiei electrice în industria minieră, care sînt întreprinse în U.R.S.S., sînt orientate în primul rînd către cercetarea şi punerea la punct a noilor metode, mai eficace, pentru prevenirea exploziilor, incendiilor şi electrocutărilor oamenilor în mine.

În acest domeniu, cercetări au fost şi sînt întreprinse asupra protecţiei automate contra metanului, declanşări ultrarapide a circuitelor electrice de alimentare cu energie, teoriei şi practicii sistemelor de securitate contra scînteierilor, perfecţionării construcţiei carcaselor antigrizutoase în vederea împiedicării transmiterii exploziilor din interiorul maşinilor în exterior, protecţiei contra curenţilor de scurgere etc.

Grupa a III-a. **Dirijarea coperişului, prevenirea căderilor de roci şi loviturilor de coperiş.**

1. *Problemele puse de loviturile de coperiş în practica minieră*, de dr. A. Salustowicz şi dr. W. Parisiewicz — R.P.P.

Loviturile de coperiş sînt cele mai dezastruoase fenomene din practica minieră. Efectele lor apar sub formă de aruncări neaşteptate şi violente de fragmente sfărîmate de roci, surparea tavanului şi umflarea vetrei.

După încercări făcute în laborator pe diverse eşantioane de roci s-a tras concluzia teoretică, verificată apoi practic, că demarcarea, între regiunea unde apar loviturile de coperiş şi regiunea unde nu apar, este dată de punctul critic al vitezei de exploatare, şi anume prin accelerarea mersului depilării se măreşte forţa dinamică şi totodată viteza de deformare a stratului, deci tendinţa de apariţie a loviturilor de coperiş.

Măsura cea mai importantă contra loviturilor de coperiş constă din scăderea presiunii coperişului, care se poate obţine în unele cazuri prin reglementarea modului de exploatare a stratelor de cărbune.

Alegerea unei metode de exploatare a stratelor unde pot apărea lovituri de coperiş trebuie să fie bazată pe un examen detaliat al tuturor relaţiilor de spaţiu şi de timp, căutîndu-se să se obţină presiuni din coperiş (tavan) uniforme, printr-o distribuire corespunzătoare a lucrărilor.

2. *Cercetarea şi analiza datelor privind loviturile de coperiş în minele de aur de mare adîncime din Republica Sud Africană*, de I. P. G. Pretorius — Republica Sud Africană.

În Republica Sud Africană, loviturile de coperiş (aruncările de roci) constituie o problemă gravă pentru exploatările miniere de mare adîncime, deoarece ele provoacă adesea numeroase accidente.

Rezolvarea acestei probleme necesită colectarea cît mai multor date şi apoi analiza acestor date pentru a putea determina importanţa relativă a fiecărui factor care a contribuit.

Informaţiile obţinute de la şase mine analizate se refereau la: mecanismul fizic al aruncărilor de roci; factorii de exploatare care influenţează frecvenţa lor.

Rezultatele obţinute după prima analiză statistică au confirmat relaţiile cunoscute care există între unele metode de exploatare şi frecvenţa aruncărilor de roci. Autorul examinează în continuare două aspecte mai importante şi anume întinderea exploatării şi pilierilor şi viteza de exploatare.

3. *Măsuri de securitate în exploatarea minelor de minereu predispuse la lovituri de coperiş (aruncări de roci)*, de ing. Václav Sibek — R.S.C.

Loviturile de coperiş apar în R.S.C. în minele cele mai adînci de minereu din bazinul minier Brezové Hory (regiunea Pribram). Lucrările miniere în acest bazin au atins deja adîncimea de 1 520 m. Zăcămîntul, format din filoane de minereu argento-plumbozincifer, este cuprins mai ales în diabaze situate în cambrian şi algonchian.

Înclinarea filoanelor este de circa 82°, iar rezistenţa la compresiune a diabazelor este de circa 1 300 kg/cm^2.

Metodele de exploatare aplicate în acest bazin sînt de tipul cu front ascendent şi rambleu, precum şi metode mai noi, cum ar fi aceea cu înmagazinare şi cu abataj selectiv.

După statisticile întocmite începînd din anul 1910 pînă în prezent, au avut loc în acest bazin 1 522 de lovituri de coperiş, dintre care cele 291, produse în anul 1960, au provocat distrugeri mari.

Atît analiza statistică cît şi cercetările efectuate au demonstrat că dintre cauzele principale ale loviturilor de coperiş cele mai importante sînt condiţiile geologico-miniere şi metodele de exploatare aplicate.

S-a demonstrat pericolul care există cînd sînt extraşi pilieri reziduali, adică atunci cînd frontul de abataj a depăşit 2/3 din înălţimea totală a blocului de abataj. În acest caz, energia potenţială acumulată, prin depăşirea limitei de soliditate a unei părţi din masivul de rocă, se schimbă brusc în energie mecanică, ceea ce provoacă efecte distrugătoare asupra lucrărilor miniere, sub forma unei lovituri de coperiş.

Pentru reducerea la minimum a loviturilor de coperiş, în bazinul minier Březové Hory, s-au luat următoarele măsuri:

— s-au lichidat vechii pilieri încă neabataţi (s-au adaptat noile metode de exploatare astfel încît să nu rămînă pilieri reziduali);

— s-au determinat metode pentru a putea prevedea pericolele loviturilor de coperiş;

— s-a făcut încercarea unei noi metode de exploatare în blocurile de abataj dispuse diagonal.

Pentru prevederea loviturilor de coperiş a fost folosită cu succes metoda seismo-acustică, prin care s-a constatat că numărul de impulsuri naturale creşte cu 1—5 ore înaintea loviturii de coperiş propriu-zise.

Datorită noii metode de exploatare cu front ascendent şi înmagazinare în blocuri mici cu linia generală diagonală, s-a obţinut o mărire a concentrării producţiei, deoarece viteza de tăiere creşte. Ca urmare a vitezei crescute convergenţa rocilor din culcuş şi coperiş este mai mică, iar imobilizarea rambleului nu mai are loc.

Această metodă a redus pericolul loviturilor de coperiş prin faptul că nu se atinge cu ea înălţimea critică a frontului şi se pot abate cu pericol mai mic pilierii reziduali.

4. *Studiul raţional al consolidării prin ancoraj a coperişurilor formate din roci stratiforme*, de Luis A. Panek — S.U.A.

Extinderea rapidă a metodei de susţinere prin ancorare în minele de cărbuni este datorită în special eficacităţii sale, ceea ce a stimulat cercetările în domeniul mecanic al ancorării, aplicat în coperişurile formate din roci stratiforme.

Consolidarea coperişului prin ancore se datoreşte combinării unui efect de frecare cu un efect de suspensie. *Efectul de frecare* este în raport cu scăderea încovoierii unui coperiş stratiform, graţie efectului de strîngere a ancorelor supuse tracţiunii, care comprimă bancurile şi produc prin însuşi acest fapt o rezistenţă de frecare la alunecare de-a lungul planurilor de stratificare. *Efectul de suspensie* este în raport cu deplasarea unei părţi a greutăţii bancurilor mai mici sau mai slabe, către unul sau mai multe bancuri mai rezistente, ceea ce are loc atunci cînd bancurile, care în mod normal nu se încovoaie în acelaşi fel, sînt forţate să suporte aceeaşi săgeată.

Din calculele numerice prezentate, rezultă că în cazul coperişurilor fără ancore factorul de securitate este egal cu 0,62, iar în cazul aceloraşi coperişuri prevăzute cu ancore, acest factor ajunge 3,83 — deci securitatea creşte mai mult de şapte ori.

Experienţa acumulată în minele din S.U.A. arată că echipele de ancorare au tendinţă să nu respecte procedeele stabilite pentru montarea ancorelor. Nu se poate asigura o montare corectă decît verificîndu-se periodic ancorele, măsurînd diametrul găurilor, verificînd diametrul tăişurilor şi sarcina iniţială a ancorelor, care urmează să fie montate şi determinînd comportarea ancorării prin măsurarea continuă a cuplurilor sau a sarcinilor o perioadă oarecare de timp.

5. *Controlul coperişului în abataje echipate cu susţinere mecanizată*, de R.M.G.L. Liegeois—Belgia

Încercările de susţinere mecanizată au început în Belgia cu concursul INICHAR, din februarie 1960. Tehnica aceasta s-a dezvoltat în zăcămintele de cărbune din bazinul Limbourg, astfel că trei ani de experienţă au avut drept rezultat mecanizarea fronturilor lungi de abataj în retragere din diverse mine. Există un material de susţinere mecanizată care convine pentru fronturile de abataj în strate orizontale de 0,9—1,60 m grosime, cu tăiere cu explozivi; acelaşi material, puţin modificat, a fost adaptat pentru strate subţiri de 0,45—1 m grosime şi pentru strate înclinate pînă la 20° cu 1,4 m grosime.

Măsurile luate şi observaţiile numeroase au arătat că susţinerea mecanizată cu stîlpi hidraulici permite exploatarea stratelor unde folosirea stîlpilor cu fricţiune dădea naştere la dificultăţi importante, din cauza pătrunderii lor în rocile din culcuş.

În concluzie, autorul consideră că mecanizarea susţinerii fronturilor de abataj este o operaţie reuşită, care se va dezvolta pe viitor. Prin mecanizarea susţinerii fronturilor de abataj s-a reuşit să se obţină : un ritm de avansare de 4—6 m pe zi ; o rentabilitate mai mare datorită randamentelor care cresc şi diminuării masive a numărului de persoane folosite la susţinere ; o mărire a condiţiilor de securitate şi o uşurare a condiţiilor de muncă.

6. *Exploatarea şi susţinerea în galeriile cu roci slabe în tavan, dintr-o mină de fier din Lorena*, de E. Tincelin şi P. Sinou — Franţa

În minele de fier din Lorena, unde se exploatează un zăcămînt orizontal prin metoda *camere şi pilieri*, de 10 ani tavanele galeriilor se susţin cu ajutorul ancorelor.

Încercările descrise se referă la :

— descrierea metodelor de exploatare cu care să se obţină o avansare pe zburătură cît mai mare ;

— descrierea şi rezultatul măsurătorilor privind deformaţiile suferite de tavan, după diferite metode de exploatare şi de susţinere ;

— rezultatele şi măsurătorile zdruncinărilor înregistrate cu ocazia diferitelor metode de exploatare.

După ce examinează detaliat celei trei probleme propuse, autorul ajunge la următoarele concluzii :

1. Pentru galeriile a căror durată de existenţă este limitată trebuie : să fie redusă la minimum această durată ceea ce duce la o viteză mare de avansare ; să se utilizeze pentru împuşcare explosivi cu brizanţă mai mică şi găuri suplimentare de ajutor ; să se înlocuiască ancorele verticale cu ancore înclinate, mărindu-se suprafaţa capului ancorelor.

2. Pentru galeriile a căror durată de existenţă este mare (galerii de transport) : să se utilizeze ancore betonate şi înclinate. Indiferent care ar fi adîncimea care s-ar realiza printr-o împuşcătură, se poate conchide că pentru galeriile cu durată lungă de existenţă trebuie să se aleagă o susţinere calitativ bună. Ancorarea betonată deschide perspective largi de ameliorare în comportarea tavanului.

— Pentru galeriile cu durată scurtă de existenţă, este logic uneori să nu se utilizeze o susţinere costisitoare însă trebuie să se dea o mare importanţă efectului explozivului în găurile de mină din apropierea tavanului.

— Suprimarea şocurilor datorită exploatărilor este un factor de ameliorare. Introducerea combinelor tip „minerul continuu” este de dorit.

Măsurătorile asupra dilatării rocilor permit, prin comparare, să se aleagă dintr-o mină dată cea mai bună tehnică de susţinere şi exploatare. Aceste măsurători sînt simple şi orice exploatare poate să le facă. Măsurătorile asupra zguduirilor au fost preţioase pentru interpretarea rezultatelor.

Grupa a IV-a. **Prevenirea şi lupta contra focurilor în mine**

1. *Puncte principale pentru prevenirea şi recunoaşterea focurilor şi incendiilor în minele de cărbuni şi lupta contra lor*, de E. Bredenbruch — R.F.G.

În ultimii ani industria carboniferă suferă concurenţa altor forme de energie, cum este petrolul şi chiar energia atomică, care obligă luarea de măsuri de raţionalizare pentru a putea face faţă acestei concurenţe.

O raţionalizare implică mecanizarea din ce în ce mai avansată a tuturor operaţiilor din subteran şi o mare concentrare a locurilor de muncă productive. Ca atare, consecinţele unui foc sînt mult mai serioase acum decît în trecut şi, pentru aceasta, toate măsurile de prevenire şi detectare cît mai devreme a focurilor sînt de o importanţă mult mai mare.

După statisticile pe care le-a avut la dispoziţie autorul, în R.F.G. în ultimii 20 de ani, 60% din focuri erau de natură endogenă şi 40% — de natură exogenă, cum sînt : aparatele cu flacără deschisă, frecarea mijloacelor de transport mecanic, scurtcircuite electrice etc.

Din cele 36 focuri înregistrate în R.F.G. în anul 1962, 29 erau autoaprinderi de cărbune şi şapte incendii.

Se trec în revistă factorii care favorizează autoaprinderile de cărbune, indicîndu-se măsurile cunoscute de prevenire, şi analizîndu-se cauzele diverselor incendii şi mijloacele de prevenire şi combatere. Printre aceste măsuri sînt de semnalat următoarele :

— înlocuirea benzilor de cauciuc cu benzi din material ignifug ;

— înlocuirea cablurilor electrice cu cabluri cu învelişuri ignifuge (neopren) ;

— controlul excavaţiilor subterane (în zilele de repaos la ore fixe) în scopul detectării prezenţei CO ; controlul aerului de ieşire de la ventilatorul principal, la fiecare două ore, pentru determinarea conţinutului de CO ; astăzi industria carboniferă din R.F.G. dispune de detectoare de CO cu o precizie de 0,001% ;

— prevederea minelor cu reţele întinse de apă, prize de apă numeroase şi extinctoare portative ;

— dotarea întregului personal din subteran cu aparate de autosalvare cu filtru, lucru realizat deja din anul 1958 ;

— combaterea incendiilor cu ajutorul dopurilor mobile de spumă extinctoare.

În ceea ce priveşte construirea digurilor provizorii pentru izolare, este de remarcat aplicarea următoarelor materiale : perne din fibre sintetice (lînă de sticlă, lînă de zgură), planşee după sistemul Latex, baloane sau alte recipiente ce pot fi umplute cu gaze inerte (azot), saci de nisip sau ghips etc.

2. *Primele încercări, pe scară industrială, de stingere a focurilor de mină cu ajutorul gazelor de combustie,* de ing. Wang Tie-Sin — R. P. Chineză

Primele încercări de stingere a focurilor de mină cu ajutorul gazelor de combustie au fost făcute în zăcămîntul de cărbuni de la Chegan. În cursul acestor încercări s-au lichidat două focuri de mină relativ mari. Instalaţia pentru stingere se compune din următoarele elemente:

a) un ventilator pentru refularea aerului primar şi secundar în focar;

b) focarul cu un grătar de 1 m^2 suprafaţă şi o cameră de combustie de 3 m^3; în 12—14 ore se consumă 800 kg cărbune;

c) coşul pentru evacuarea gazelor necorespunzătoare scopului; în momentul cînd se obţine compoziţia dorită se închide ermetic vana canalului coşului şi gazele sînt dirijate pe conducte la locul unde este necesar;

d) o instalaţie de răcire a gazelor; temperatura gazelor de combustie, folosite pentru stingerea focurilor de mină, nu trebuie să depăşească 200°C;

e) conducte pentru transport (Ø $\geqslant$ 150 mm);

f) un laborator chimic pentru determinarea compoziţiei gazelor.

Experienţele au arătat că o combustie normală poate să dea gaze de combustie cu următoarea compoziţie: CO_2 peste 16%, CO, 0%, O_2 sub 3%; această compoziţie permite să se stingă un foc.

Pentru stingerea focurilor, gazele cu compoziţia arătată sînt aduse prin găuri de sondă sau conducte la partea inferioară a cîmpului de foc, în sensul circulaţiei aerului în focar.

Autorul descrie în continuare experienţele industriale de stingere a celor două focuri arătînd rezultatele obţinute. Pentru ca eficacitatea stingerii să fie cît mai bună autorul recomandă următoarele:

— etanşeitatea digurilor să fie cît mai mare, pentru a diminua aspirarea aerului;

— cantitatea de gaze de combustie să depăşească cantitatea de aer aspirat;

— continuitatea refulării gazelor de combustie să fie garantată, pentru a face imposibilă o oxidare a cărbunilor în timpul opririi refulării;

— să fie prelungită refularea o perioadă oarecare de timp după scăderea la zero a conţinutului în CO, pentru a scădea temperatura în cîmpul de foc.

3. *Investigaţii făcute asupra focurilor de mină într-o mină din India,* de dr. K. N. Sinhra — India

La mina de cărbuni Kurasia din Madhya—Pradesh (partea centrală a Indiei) a izbucnit un foc în luna mai 1961 şi toată mina a fost închisă, producţia ei de 5 000 t cărbune pe zi fiind sistată.

După ce încercările de stingere nu au reuşit, s-au construit diguri de izolare cu care, de asemenea, nu s-a reuşit să fie înăbuşit focul. În ultima fază mina a fost închisă, toate comunicaţiile aerului exterior cu lucrările subterane fiind blocate.

S-a încercat apoi inundarea minei cu o coloană de apă de 10 m, însă din cauza stratelor acoperitoare formate din roci moi, au apărut surpări la suprafaţă. Era necesară o înălţime de apă de 50 m pentru a putea produce în mină un efect de baraj contra extinderii focului şi, deoarece era pericol să fie inundate locurile înconjurătoare de la suprafaţă în cazul unei ridicări a coloanei de apă, s-a renunţat la inundarea minei.

Pentru împiedicarea accesului aerului în zona cu foc s-au forat găuri de sondă de la suprafaţă pînă în galeriile din jurul focului, şi pe aceste găuri s-a introdus beton care forma dopuri de izolare.

În urma rezultatelor investigaţiilor executate, s-a trecut la redeschiderea minei în ianuarie 1962.

În vederea unei securităţi cît mai complete, s-a adoptat metoda de redeschidere progresivă, pe etaj. Pornirea aerajului pe întreaga mină a fost evitată, în acelaşi timp executîndu-se un control strict pentru detectarea şi prevenirea posibilităţii unei autoaprinderi în timpul lucrărilor de redeschidere a minei.

În timpul lucrărilor de redeschidere zona cu foc a fost complet izolată de restul minei, suprafaţa zonei reprezentînd circa 10% din cîmpul de exploatare al minei.

4. *Punerea în valoare a cunoştinţelor de chimie în securitatea minelor,* de ing. G. Sébor — R.S.C.

În referatul prezentat, autorul arată ajutorul ce-l pot da cunoştinţele de chimie în soluţionarea a două probleme importante de securitate minieră: lupta contra focurilor şi incendiilor din mine şi lupta contra viiturilor de apă.

Astfel, în R.S.C. s-au realizat deosebite succese în prevenirea focurilor, prin injectări profunde a unui amestec de clorură de calciu şi huilă în porţiunea de zăcămînt susceptibilă la autoaprindere. Acest amestec a fost folosit sub formă plastică şi pentru etanşarea digurilor, a uşilor de aeraj etc.

Pentru ignifugarea construcţiilor miniere susţinute în lemn rezultate foarte bune a dat o soluţie de Na_2SiO_3 amestecată cu argilă fin măcinată, stropită cu pistonul pe materialul lemnos.

Folosirea unui amestec de Na_2SiO_3 şi soluţie de $CaCl_2$ a prezentat o superioritate considerabilă în stingerea focurilor. Prin stropirea cu această soluţie pe materialele în combustie, se formează un strat rezistent, care stinge imediat focul.

Pentru etanşarea digurilor de izolare a focului, se foloseşte stropirea cu latex de cauciuc coagulat, apoi cu o soluţie slabă de $CaCl_2$ sau sulfat de aluminiu.

Folosirea camerelor de trecere umplute cu azot a permis, în unele cazuri, să se pătrundă în regiunea sinistrată prin incendiu după 5—9 zile de la izolarea ei.

Avînd în vedere că metoda de izolare clasică cu ajutorul asfaltului cald nu este corespunzătoare în unele cazuri, cum sînt de exemplu minele unde au loc degajări de metan, s-au cercetat alte materiale. Unul din aceste materiale, care s-a dovedit corespunzător, îl constituie un amestec de asfalt şi cauciuc, care se caracterizează printr-o friabilitate mică, ductilitate mare şi un grad de îmbătrînire ridicat. Emulusia de asfalt şi latex s-a dovedit eficace şi contra coroziunii materialelor fieroase.

Grupa a V-a. **Exploatarea zăcămintelor cu gaze, combaterea exploziilor**

1. *Riscul exploziilor în minele din Anglia,* de F. V. Tideswell — Anglia

În Anglia riscul de explozie nu reprezintă decît o proporţie redusă faţă de numărul de decese şi răniri produse în mină. Astfel, între anii 1958 şi 1962 sînt mai puţin de 100 decese provocate de explozii dintr-un total de 1 500 accidente produse în minele de cărbuni.

Riscul aprinderii metanului este combătut în Anglia prin următoarele măsuri tehnice: infuzii de spumă, împuşcare după impregnarea frontului cu apă sub presiune, procedee de împuşcare sistem Cardox, Hidrox sau Armstrong (cu aer comprimat), explozivi speciali, care prezintă securitate mare la împuşcarea cu capac cu microîntîrziere.

Pentru înlăturarea riscului de aprindere a metanului sau a prafului de cărbune în timpul havării, se practică spălarea făgaşului cu aer sau cu gaz inert.

Pentru asigurarea diluării emanaţiilor de metan la proporţii admise de regulamente, s-au luat măsuri de dotare a minelor cu metanometre înregistratoare şi semnalizatoare, iar în urma cercetărilor făcute de Safety Mines Research Establishment, s-au stabilit condiţiile de formare a păturilor de metan la tavanul lucrărilor. Actualmente se studiază diferite măsuri pentru preîntîmpinarea formării acestor pături şi anume: creşterea vitezei aerului, folosirea ecranelor sau grătarelor de aeraj, localizarea amestecului, aspirarea locală a gazului acumulat în cavitățile existente, captarea metanului din rocile înconjurătoare sau din lucrările vechi etc. O dezvoltare mare a luat în ultimul timp și captarea metanului prin găuri de sondă.

În ceea ce privește riscul exploziilor de praf de cărbune, măsurile luate în Anglia, în vederea limitării efectului unei eventuale explozii, nu diferă cu nimic față de măsurile luate în alte țări din lume unde există astfel de mine, toate cercetările îndreptîndu-se astăzi către reducerea însăși a prafului.

2. *Metode de calcul a abundenței degajărilor de metan în sectoarele minelor, după puterea gazoasă a stratelor de cărbune*, de G. D. Lidin — U.R.S.S.

În condițiile zăcămintelor de cărbune din U.R.S.S., pentru determinarea valorii prezumate a degajărilor de metan, la minele de cărbuni, s-a recurs la trei metode, în funcție de condiții concrete :

— plecînd de la conținutul în gaze al stratelor de cărbune în condițiile naturale, determinate în cursul forajului de prospecțiune geologică sau de exploatare a zăcămîntului ;

— metoda statistică, unde se ține cont de condițiile naturale și miniere, care se bazează pe studiul extinderii degajărilor de metan pe măsura dezvoltării lucrărilor în extensiune și de exploatare în adîncime a stratelor de cărbune ;

— metoda care ține seamă de condițiile miniere și geologice, a căror acțiune, asupra degajărilor de metan, a fost stabilită pe cale empirică.

Referentul tratează numai prima metodă, cea mai răspîndită, care a fost pusă la punct pentru condițiile de exploatare a stratelor de cărbune de grosime mică, și medie, exploatate prin fronturi lungi și prin controlul coperișului, prin surparea coperișului sau prin rambleiaj parțial.

În condițiile zăcămintelor de cărbune foarte faliate și atunci cînd există un pachet de strate apropiate, precizia rezultatelor obținute este sensibil mai mică.

3. *Prognoza și mecanismul erupțiilor de gaze în minele de potasiu și importanța lor pentru securitatea personalului minelor, de prof. dr. ing.* W. Grimm ș.a. — R.D.G.

Exploatarea potasiului la minele din R.D.G. se face cu dificultăți mari, produse de numeroasele erupții de CO_2 cu aruncare de sare.

Cu ocazia cercetărilor s-au stabilit :

— mecanismul degajărilor instantanee cu ajutorul înregistrărilor seismo-acustice ;

— măsurarea efectelor aerodinamice a degajărilor prin măsurători făcute asupra presiunii, duratei, intensității și volumului de gaz eliberat ;

— noi metode de prognoză, dintre care rezultate practice au dat „prognoza cu carote după metoda Freiberg“ și „metoda acustică de măsurare a gazelor“.

Pentru protecția contra degajărilor instantanee autorii indică un complex de măsuri, dintre care cele mai importante sînt :

— împușcarea electrică de la distanță ;

— controlul sistematic al aerajului pentru CO_2, înaintea intrării muncitorilor în mină ;

— montarea de avertizoare de alarmă pentru apariția accidentală a CO_2 în timpul schimbului ;

— prevederea minei cu camere de securitate, unde aerajul este independent sau se face cu aer comprimat. În aceste camere tot personalul poate sta în siguranță cîteva ore ;

— instalarea de baraje de gaz, rezistente la presiunea de circa 2 kg/cm^2.

4. *Degazarea unui strat gros de cărbune de la mina Lunfyn*, de In Sen-Han — R. P. Chineză.

Coperișul stratului de cărbune de vîrstă terțiară, cu o grosime de 40 m și o înclinare de 30°, este format din șisturi cărbunoase, iar culcușul din tufuri și gresii. Actualmente se exploatează flancul sudic al sinclinalului, la o adîncime de 500—620 m.

Metoda de exploatare aplicată este aceea prin felii pe înclinare, descendentă, cu rambleiere hidraulică. Mina este foarte grizutoasă, în perioada 1945—1950 debitul de metan fiind de 44—109 m^3 pe tonă produsă.

Între anii 1952 și 1954 stratul a fost degazat prin săparea de galerii de drenare, care au fost izolate de lucrările miniere de exploatare prin baraje în care au fost montate tuburile pentru evacuarea gazului.

În această perioadă, au fost captate 10—23 milioane metri cubi gaz pe an, ceea ce constituia 30—80% din cantitatea totală de metan, reducîndu-se astfel conținutul de metan al stratului la 22—38 m^3/t produsă.

Deoarece această metodă prezenta unele inconveniente, în anul 1955 s-a trecut la metoda de captare prin găuri de sondă ascendente, forate în evantai din camere amplasate la distanța de 25—30 m una de alta.

Durata degazării este în funcție de conținutul în metan al stratului, precum și de dispoziția și numărul găurilor de sondă. La o adîncime de 500 m, degazarea a durat mai mult de trei ani, volumul de gaz variind între 1 și 2 milioane metri cubi gaz captat pe cameră.

Prin această metodă debitul de metan al sectorului exploatării nr. 504 a scăzut în timpul tăierii pînă la 11 m^3 pe tonă produsă.

5. *Captarea metanului și experiențele pentru protecția contra erupțiilor de gaz în minele de huilă din Pécs*, de Istvan Tamásy — R.P.U.

Orizonturile cele mai adînci ale exploatărilor de huilă din Pécs au atins 500 și 600 m, iar tendința de modernizare a lucrărilor a impus concentrarea abatajelor, mărirea vitezei de avansare și o mecanizare rentabilă.

În lupta contra degajărilor de metan cel mai economic procedeu este acela de a mări viteza de aeraj pînă la valoarea maximă.

După calculele autorului, acest procedeu este de cinci ori mai ieftin decît procedeul captării.

Cu toate acestea procedeul de captare a metanului s-a impus, deoarece ;

— degajările atingeau valori mari (60,70—110 m^3/t) ;

— mișcările de teren se fac simțite în mai multe sectoare ;

— din cauza pericolului de silicoză, viteza maximă a aerajului, permisă pentru scăderea concentrației de praf, este de 2 m/s.

Experiența a arătat că mai mult de 60% din metanul eliberat din stratele de cărbune poate să fie captat.

În ce privește lupta contra erupțiilor de metan, studiile efectuate au arătat că metodele clasice de prevenire, adică avansarea cu explozii de zguduire și forajul preliminar de diametru mare, au încetinit ritmul de săpare și ca atare viteza de avansare a lucrărilor miniere. Din anul 1956 secția de cercetare a minelor de huilă din Pécs a desăvîrșit noi metode care au fost introduse.

Una din metodele aplicate constă din abatarea stratului de cărbune, care este în prealabil înfoiat cu apă la presiunea de 5—10 at, introdusă prin sonde de diametru mare (100—200 mm).

6. *Prevenirea degajărilor normale de metan, prin sondaje de captare și a erupțiilor, prin sondaje de detentă*, de R. Vandfloise, INICHAR — Belgia.

În sectoarele grizutoase ale minelor belgiene, se forează găuri de sondă ascendente și descendente, foarte înclinate, perpendiculare pe galeria de cap și găuri de sondă ascendente și descendente, ușor înclinate și dirijate în fața frontului. În fronturile lungi de abataj, se forează găuri de sondă, atît din galeria de cap, cît şi din cea de bază. Găurile de sondă au o lungime normală de 79—90 m şi un diametru normal de 100—115 mm (pentru partea tubată 140—150 mm). Conducta colectoare se menţine la o depresiune de 250 mm Hg (uneori 400 sau chiar 500 mm Hg), obţinîndu-se un gaz cu cel puţin 75% CH_4 (în general 80—90%) cu o putere calorifică de 8 500 kcal/Nm^3.

Volumul de metan pur captat pe ansamblul bazinelor belgiene s-a ridicat de la 0,5 milioane metri cubi în anul 1947 la 104,3 milioane metri cubi în anul 1957.

Diversele metode de luptă contra erupţiilor au drept scop să degazeze stratul şi să producă detenta masivului, efecte care se obţin printr-o reţea de sonde dispuse în mod corespunzător. Detenta se manifestă prin lovituri în masiv, fluajul stratului, proiectări de cărbune de către sondaj. Din aceste motive sondajele preventive sînt denumite „sondaje de detentă".

Metoda a fost mai întîi aplicată cu succes în lucrările miniere din strat, unde împuşcările de zguduire au fost în general menţinute. Faţă de rezultatele remarcabile obţinute în aceste lucrări, s-a încercat aplicarea metodei şi în frontul de abataj. Sondajele de detentă au permis suprimarea împuşcărilor de zguduire, înlocuirea împuşcării în abataj cu explozivi prin tăierea cu plugul şi au dus la îmbunătăţirea rezultatelor economice ale exploatării.

Tehnica aplicată constă în forarea unei reţele de găuri de sondă cu diametrul de 115 mm şi lungimea de 15—20 m înaintea avansării lucrărilor miniere orizontale şi înclinate sau a frontului de abataj. Găurile de sondă au fost forate cu o sondeză Nüsse şi Gräfer PIII/4, care este corespunzătoare pentru aceste diametre şi cărbuni friabili.

În cazul traversării stratelor predispuse la erupţii s-au obţinut rezultate bune prin forarea găurilor de sondă cu diametrul de 115 mm de la cîţiva metri de la culcuşul stratului şi injectarea în strat a apei sub presiune. Prin acest procedeu se forează în strat o cavitate care permite cărbunelui să se înfoieze şi deci culcuşul şi coperişul lui să se destindă.

Referatul este completat cu secţiuni prin zăcăminte, diagrame şi scheme de plasare a sondajelor.

7. *Principii teoretice asupra mecanismului erupţiilor de huilă şi gaz metan şi măsurile care trebuie luate în lupta contra acestor fenomene în minele de cărbuni,* de V. V. Hodot — U.R.S.S.

Sursele principale care determină producerea erupţiilor sînt, după autorul referatului, energia potenţială a deformării stratului de cărbune însăşi şi energia internă a gazului înglobat în cărbune. Aceste principii constituie baza teoriei energetice a degajărilor instantanee, elaborată de autor, teorie care explică cauzele şi mecanismul erupţiilor, permiţînd precizarea măsurilor pentru prevenirea lor.

Autorul explică mecanismul degajărilor instantanee şi stabileşte o serie de formule matematice pentru determinarea tensiunilor dirijate către frontul de abataj şi a energiei de detentă a gazului.

Această teorie a permis să se stabilească măsuri de combatere a erupţiilor fundamentate din punct de vedere ştiinţific şi care urmăresc, fie suprimarea cauzelor, fie localizarea erupţiilor în timp şi spaţiu. În prima categorie de măsuri se urmăreşte :

— scăderea presiunii rocilor asupra stratelor de cărbune ;

— scăderea presiunii gazului (degazarea cărbunelui);

— îndepărtarea zonei de concentrare a presiunilor de frontul stratului ;

— lichidarea concentrării locale a tensiunilor ;

— creşterea rezistenţei stratului de cărbune la sarcinile exterioare ;

— pregătirea în rocile din coperiş sau culcuş.

Printre măsurile din a doua categorie, care sînt puţin răspîndite în U.R.S.S., fac parte :

— împuşcările de zguduire ;

— împuşcări speciale cînd oamenii sînt îndepărtaţi la distanţe suficiente pentru a fi în securitate.

8. *Aprinderea amestecurilor de aer-metan de către descărcările electrice,* de D. W. Widginton—Anglia.

Prin calcul s-a putut stabili energia de descărcare electrică însă, în general, autorul consideră că actualmente nu este posibil să se judece dacă scînteile dintr-un circuit vor produce o inflamare, fără ca acest circuit să fie supus mai întîi unei probe practice ; numai în unele cazuri foarte simple se poate trage o concluzie sigură prin calcul.

Pentru ca electricitatea să fie utilizată fără pericol în minele grizutoase, trebuie luate o serie de precauţii încît să fie realizată securitatea intrinsecă ca de exemplu : cartere antideflagrante pentru motoare, transformatoare şi mecanisme de comutare, izolaţie suficientă şi robustă a cablurilor etc.

Multe circuite electrice pot fi stabilite de aşa manieră ca să fie cu siguranţă intrinsecă, fără a fi nevoie de dispozitive de securitate care pot să fie încorporate pentru a fi extins domeniul circuitelor cu securitate intrinsecă. Actualmente, în Anglia, echipamentul electric de putere mică, destinat minelor de cărbune, poate fi făcut cu siguranţă intrinsecă.

În ce priveşte sarcinile electrostatice ale conductorilor izolaţi, importanţa descărcării va depinde de capacitatea celor doi conductori şi diferenţa de potenţial la care sînt încărcate.

Pot fi suprimate sarcinile electrice periculoase evitîndu-se folosirea de izolanţi (de exemplu utilizînd cauciucuri şi materii plastice conductoare) şi legînd la pămînt toţi conductorii care s-ar putea încărca.

Din punctul de vedere al sarcinii electrostatice, un conductor poate să aibă o rezistenţă destul de ridicată şi un pămînt cu o rezistenţă de cîteva mii de ohmi care este în general suficient pentru a evita o acumulare de sarcină.

Grupa a VI-a. **Prevenirea şi tratamentul bolilor minerilor.**

1. *Comparaţie între diferite tipuri de materiale pentru rambleiajul pneumatic şi efectele reducerii prăfuirii şi a conţinutului de silice liberă în clasele inhalabile de praf,* de prof. G. Baldini şi E. Ocella — Italia.

Studiul întocmit de autori reprezintă una din cercetările întreprinse de Institutul de exploatări miniere şi de Şcoala politehnică din Torino.

La scară de laborator s-au făcut diferite determinări asupra a 13 categorii de roci, stabilindu-se diferiţi parametri privind : aptitudinea rocilor de a produce praf fin sub acţiunea şocurilor şi frecărilor ce se produc într-o cameră de sfărîmare pneumatică, prin mişcarea complexă a unei încărcături minerale, antrenată de un curent de aer comprimat ; compoziţia prafului fin produs în urma unei asemenea acţiuni, ţinîndu-se seamă în special de conţinutul în silice liberă cristalină ; gradul de nocivitate a diverselor tipuri de roci examinate ; posibilitatea reducerii prăfuirii prin adăugarea unor anumite cantităţi de apă sau de amestecuri de înmuiere sau tensioactive, în camera de sfărîmare.

2. *Prevenirea şi înlăturarea prafului în minele de cărbuni din Anglia,* de J. Carver — Anglia.

Depistarea a numeroase cazuri de pneumoconioză la minerii care lucrează în minele de cărbuni din Anglia a determinat luarea de măsuri, atît pe linie administrativă, cît şi pe linie tehnică.

Autorul consideră că numărul mare de cazuri de pneumoconioză depistate la minerii care lucrează în cărbune se datoresc, în mare parte, creşterii mari a mecanizării tăierii şi încărcării cărbunelui în fronturile de abataj.

Pentru prevenirea formării prafului și pentru înlăturarea lui s-au luat numeroase măsuri tehnice din care pot fi menționate :

a) injectarea apei sub presiune în strat ;

b) folosirea de jeturi de apă care să stropească cuțitele tăietoare ale havezelor ;

c) montarea de capote metalice protectoare în jurul tamburului combinelor și stropirea cu apă în interiorul acestor capote ;

d) schimbarea aerajului suflant în aeraj aspirant în timpul cînd galeriile de pregătire în cărbune se execută cu ajutorul combinelor ;

c) împiedicarea antrenării de către curentul de aer a prafului de pe dispozitive și utilaje de transport din galerii.

3. *Controlul prafului și al aerajului în minele din Ontario,* de C. S. Gibson — Canada.

Autorul expune contribuția Comitetului contra silicozei din Ontario, pentru realizarea și aplicarea celor mai noi metode de combatere a prafului. De asemenea, în referat sînt expuse și rolul diverselor organe interesate în ceea ce privește proiectarea, construcția, funcționarea și întreținerea mijloacelor care să permită să se obțină condiții bune de ventilație.

În problema perforării găurilor de mină autorul consideră rațional să se facă numeroase încercări asupra echipamentului necesar, și indică o serie de rezultate privind utilizarea corespunzătoare a apei și controlul aerului.

Principiile de aeraj susținute de autor — aeraj general mecanic aspirant de debit mare și curente paralele ascendente, combinat cu aeraj parțial mecanic aspirant sau suflant pe tuburi cu diametre de 300—900 mm sînt aplicate cu succes în numeroase mine din Ontario.

4. *Utilizarea prafului de aluminiu în prevenirea îmbolnăvirii de silicoză,* de dr. D. A. Irwin — Canada.

Mc Intyre Research Fondation recomandă inhalarea prafului de aluminiu pentru prevenirea și tratamentul silicozei. Aceste recomandări se bazează pe :

a) cercetări de laborator care au arătat prevenirea silicozei la iepuri, prin inhalarea și reținerea în plămîni a aluminiului în proporție de 1% din silicea prezentă. Aluminiul s-a arătat eficace dacă a fost respirat înainte în timpul sau după expunerea la praful încărcat cu silice, iar reținerea unor concentrații mari de aluminiu în plămînii animalelor, nu le-a produs nici un dezavantaj ;

b) securitatea folosirii prafului de aluminiu Mc Intyre (sub 3μ), care a fost demonstrată prin folosirea ei ca mijloc preventiv, asupra multor mii de lucrători, timp de 20 de ani, fără incidente ;

c) încercările clinice care au demonstrat că tratamentul prin inhalarea prafului de aluminiu aduce ameliorări în cazurile de silicoză acută, însă prezintă eficacitate mică sau de loc în cazurile de silicoză avansată cronică.

Profilaxia prin aluminiu a fost practicată de 19 ani în minele de aur din Ontario, unde mai bine de 10 000 de lucrători sînt expuși inhalării prafului silicogen.

5. *Crampele vasculare ale degetelor printre minerii perforatori din minele de fier din Suedia,* de dr. K. G. St. Clair-Renard — Suedia.

În anul 1911, Loriga a constatat pentru prima oară că dereglarea sangvină a degetelor se datorește mașinilor care produc vibrații. Afecțiunea este cunoscută sub denumirea de „boală a ciocanului pneumatic“ sau „fenomen Raynoud“, manifestat prin accese pasagere de contracție convulsivă (crampă vasculară) a arteriolelor digitale, cu colorare în galben-alb sau albastru violet a părților cutanate.

Prin anchete repetate făcute de autor s-a stabilit că dintre toți minerii perforatori care au lucrat cu perforatorul mai mult de un an, 50% sufereau de crampe vasculare ale degetelor (fenomen Raynaud). Printre cei care lucraseră mai mult de cinci ani, procentul se ridică la 70%. Se analizează în detaliu manifestările acestei îmbolnăviri profesionale și se dau indicații asupra măsurilor de prevenire.

Grupa a VII-a. **Considerații generale privind creșterea gradului de securitate în mine.**

1. *Campania de propagandă privind securitatea în mine, mijloc eficace pentru scăderea accidentelor în muncă,* de ing. Angelescu, M. și ing. Herescu, N. — R.P.R.

Dezvoltarea în ritm rapid a industriei miniere din R.P.R. după naționalizare a atras după sine o creștere apreciabilă a efectivelor ocupate în industria minieră. Informativ se poate arăta că efectivul muncitorilor minieri, care era de 56 000 la începutul anului 1948, 10 ani mai tîrziu, în anul 1958, se cifra la 96 500, pentru a atinge 105 000 în anul 1962.

Unica sursă pentru recrutarea muncitorilor minieri a fost mediul rural care prezenta disponibilități de forțe de muncă în urma mecanizării intensive a lucrărilor agricole.

Pentru a permite muncitorilor să cunoască în măsură suficientă cauzele reale care pot provoca accidente miniere, au fost aplicate toate mijloacele posibile.

Constatîndu-se că prevederile N.T.S., deși destul de bine cunoscute de muncitori, erau adeseori încălcate, ceea ce dădea naștere la accidente, s-a tras concluzia asupra necesității unei campanii de propagandă în vederea educației sistematice a muncitorilor privind problemele de tehnica securității.

O dată create condițiile tehnice care puteau să înlăture pericolul de accidentare, nu rămîne de acționat decît asupra elementului om.

După stabilirea premiselor acestei campanii, colective formate din specialiști au început organizarea, pe etape, a acțiunii de educare a maselor de mineri, prin distribuirea de broșuri privind N.T.S. („călăuze“), placarde sugestive, diafilme, fotomontaje, afișe etc.

2. *Progresul tehnic realizat în minele din Suedia, privitor la securitate,* de I. Janelid și Pousette — Suedia.

Autorul expune mijloacele tehnice cele mai noi, puse în aplicare în industria minieră suedeză, care măresc securitatea în muncă.

Astfel :

a. Pentru protecția individuală, se folosesc cabluri de securitate cu centură de securitate, ochelari de protecție, acoperitoare de urechi, măști contra gazelor, căști de bachelită, bocanci de securitate (cu întărituri speciale), mănuși, mantale de ploaie, șorțuri, haine și pălării de cauciuc, cotiere etc.

b. Pentru perforare. Randamentul unui perforator percutant poate fi mărit prin creșterea numărului de lovituri și a presiunii aerului, însă va fi limitat de intensitatea zgomotului ce poate fi suportată și care se găsește în jurul a 115 dB. Multe lucrări de cercetare au fost consacrate luptei contra zgomotului produs de perforatoare, prin prevederea acestora cu amortizoare de cauciuc, aparate care abat aerul expulzat, dispozitive speciale care amortizează zgomotul etc. O altă problemă de rezolvat a fost aceea a crampelor vasculare ale degetelor. Astăzi minerii perforatori folosesc coloane pneumatice, sau cărucioare de perforare, care au rezolvat problema crampelor.

c. Folosirea explozivilor. Pentru mărirea securității în folosirea explozivilor, cercetările au fost orientate în mai multe direcţii, ca de exemplu, folosirea de explozivi mai puţin sensibli, utilizarea unui aparat pentru încărcare, mijloace de aprindere mai sigure, aparate de control pentru aprinderea electrică, metode pentru calculul componenţilor încărcăturii şi a intervalelor de aprindere celor mai corespunzătoare.

În ultimii ani s-au creat amestecuri explozive formate din azotat de amoniu şi motorină a căror folosire a căpătat o extensiune destul de mare, mai ales datorită preţului lor scăzut. Cercetările au arătat că aceste amestecuri constituie explozivi siguri, care sînt foarte puţin expuşi la aprinderi neprevăzute.

Pentru reducerea prafului şi a gazelor nocive produse în urma exploziei se foloseşte perforarea umedă şi împuşcarea înaintea explodării a unor saci de material plastic umpluţi cu apă.

Încărcarea găurilor de mină cu exploziv sub formă de cartuşe sau praf poate fi executată în prezent cu ajutorul unor aparate pneumatice de încărcat. Aceste aparate se pot plasa la distanţă, astfel că securitatea creşte şi transportul se simplifică.

S-a mărit securitatea aprinderii electrice prin fabricarea unor capse detonante electrice, a căror impuls de aprindere ajunge pînă la 100 A^2ms, în timp ce capsele detonante electrice obişnuite au un impuls de aprindere de numai 3,5 A^2ms.

De asemenea, izolaţia reoforilor a fost întărită.

Pentru controlul conductorilor şi măsurarea rezistenţelor în cazul exploziilor masive de la suprafaţă, au fost create aparate speciale de verificare a punerii la pămînt, datorită cărora se determină intensităţile electrice de scurgere care se produc în timpul punerii la pămînt.

d. Evacuarea produselor abatate, descărcare şi transport. Aceste operaţii, acum zece ani, generau circa 50% din totalul numărului de accidente, frecvenţa lor ajungînd la 25 pentru 100 mii ore de lucru. În ultimii ani frecvenţa a scăzut la 12, datorită mecanizării acestor operaţii.

Transportul materialelor în subteran (lemne, şine, ţevi etc.) se face cu vagonete speciale. Vechiul procedeu manual pentru descărcare a fost înlocuit cu descărcătoare cu rulouri, acţionate pneumatic, care sînt comandate prin pîrghii sau automat.

Transportul pe puţuri se execută aproape în toate minele cu ajutorul unui schip automat.

e. Săparea de jos în sus a suitorilor verticali şi înclinaţi. S-a generalizat procedeul de săpare cu ajutorul platformei de foraj care este suspendată de un cablu montat pe un troliu ce se află în galeria superioară. După perforarea găurilor şi încărcarea cu exploziv, platforma este coborîtă în galeria de bază şi se execută împuşcarea şi încărcarea materialului. Aerisirea se face prin gaura forată în prealabil pînă în galeria de cap şi prin care trece cablul de suspendare a platformei.

f. Săparea puţurilor. Este demn de semnalat o metodă de săpare care constă în executarea operaţiilor de săpare (perforare, împuşcare, evacuare) sub o platformă suspedată de beton. Perforarea se execută simultan de pe un inel de beton pe care sînt montate o serie de 3—5 traverse de susţinere a perforatoarelor. Evacuarea materialului se face cu graifăre.

g. Metode de exploatare. Au început să se extindă metode la care se folosesc găuri de mină de lungime mare (magazin, camere şi pilieri etc.). În afară de aplicarea acestor metode se dă o importanţă mare organizării muncii.

h. Susţinerea. Se asigură în primul rînd securitatea tavanului. În cazul unor abataje de înălţime mare se folosesc platforme de diferite modele.

Susţinerea rocilor din coperiş se face prin ancore chiar şi în frontul de abataj, combinate cu plasă metalică, stropite cu beton.

Pentru supravegherea mişcărilor de teren se folosesc metode microseismice care permit a verifica prin ascultare sau cu ajutorul contorilor electronici, dacă rocile se găsesc în mişcare. În multe cazuri se măsoară direct şi presiunea terenului pentru a determina, între altele, sarcina asupra pilierilor.

i. Iluminatul individual se face cu lămpi electrice de cap, completat în unele mine cu proiectoare de mină puternice. În abataje sau în galeriile în săpare pentru iluminat semistaţionar se folosesc lămpi cu incandescenţă de 300 W. O bună iluminare constituie una din condiţiile care înlătură pericolul de accidente.

j. Aplicarea tehnicii noi. Aplicarea electronicii în mineritul suedez este abia la început, însă, pe măsură ce aparate simple apar pe piaţă, ele sînt introduse în scopul ridicării securităţii muncii.

Aparatele de televiziune au găsit deja o oarecare răspîndire, mai ales la încărcarea şi descărcarea schipurilor, la punerea în funcţie a concasoarelor şi pentru supravegherea generală.

Automatizarea diverselor operaţii, precum şi comanda de la distanţă a schimbătoarelor de cale, trenurilor şi dispozitivelor de încărcare şi descărcare, a uşurat efortul fizic şi a redus numărul de accidente, prin faptul că personalul poate să rămînă în afara zonelor periculoase.

3. *Care este contribuţia gradului de pregătire profesională în ce priveşte securitatea în mină şi pînă la ce limite se poate extinde ?*, de consilier minier D. K. Rösgen — R.F.G.

În pregătirea profesională a minerilor de abataj din R.F.G. există trei categorii : minerul tăietor ; ajutorul mecanic de subteran ; lucrătorul electrician de subteran.

Completarea pregătirii profesionale, în ce priveşte prevenirea accidentelor, se face prin diferite metode şi anume : contactele personale, instruirea prin intermediul afişelor, diverse avize tipărite în periodicele pentru lucrătorii din întreprinderile miniere, reviste speciale care tratează probleme de securitate în mine, comunicări difuzate prin radio, prezentări de filme, campanii de securitate, prime.

Scopul pregătirii profesionale constă în a face cunoscut lucrătorilor modul de a acţiona corect. Respectarea instrucţiunilor şi regulamentelor este o sarcină a personalului de supraveghere. Pentru aceasta este necesar ca regulamentele şi instrucţiunile să aibă o formă clară şi precisă, rezumîndu-se numai la ceea ce este real necesar. Măsurile de securitate să fie cît mai simple posibil, sau să constituie obligaţii care nu pot fi evitate.

Astfel, este mai bine să fie construite macaze care se pot manevra în timpul mersului locomotivei, decît să obligi pe mecanic să oprească locomotiva înainte de a schimba macazul. De asemenea, este mai bine să fie amenajate treceri peste transportoare decît să interzici trecerea peste ele a lucrătorilor, care sînt totdeauna tentaţi să ignoreze această interdicţie.

4. *Organizarea securităţii şi serviciilor de salvare în Regatul Unit*, de W. A. Wood — Anglia.

În vederea protecţiei sănătăţii şi securităţii minerilor ca o primă măsură a fost crearea unui serviciu de securitate şi organizarea centrală a serviciilor de salvare.

Problemele de securitate sînt examinate la diverse nivele de diferite organe.

Agentul de securitate face inspecţii în subteran cinci zile pe săptămînă şi o inspecţie a instalaţiilor de la suprafaţă. Vizitele pot fi făcute în orice schimb, iar rapoartele le face către inginerul de securitate al secției. Sarcinile principale ale agentului de securitate sînt :

— inspecții ;

— anchete de accidente începînd de la acelea care produc lucrătorilor o incapacitate de muncă mai mare de trei zile. Pentru accidentele mortale el este asistat de inginerul de securitate al secției.

Inginerii de securitate ai secțiilor sînt responsabili de îndeplinirea lucrărilor serviciului și de furnizarea către cei ce au nevoie a informațiilor tehnice sau de asistență în elaborarea prevederilor pentru securitate și instructaj.

În total National Coal Board folosește 700 ingineri și agenți de securitate și circa 1 400 experți de securitate.

Pentru a atrage atenția asupra cauzelor accidentelor și pentru a arăta modul cum pot fi evitate, au fost organizate campanii de securitate, care au constat din :

— concursuri naționale de securitate între diverse districte, cu premierea acelui district care prezintă securitatea cea mai mare ;

— concursuri de afișe ;

— concursuri pentru întocmirea de lozinci cu caracter de securitate ;

— publicarea de articole în ziare periodice, dintre care un rol important îl deține publicația „Coal News" ;

— propagandă prin filme ;

— difuzarea de informații sub formă de mesaje ;

— organizarea de expoziții de securitate ;

— organizarea de conferințe de instructaj și antrenament în probleme de securitate ;

— publicarea de notițe de securitate care tratează pericolele caracteristice diferitelor tipuri de mașini și operații miniere.

Acest mod de organizare și-a arătat roadele prin scăderea numărului de accidente și a frecvenței lor, lucru scos în evidență de statistici.

Salvarea este organizată pe stații centrale de salvare, care sînt la dispoziția minelor ce intră în teritoriul lor de acțiune.

Ing. **N. Herescu**

E 1433

Index bibliografic

ARTICOLE DE FOND ȘI EDITORIALE

NEAGU, FL. **Contribuția Institutului de proiectări miniere la dezvoltarea mineritului din R. P. R.**, nr. 5—6, p. 217—222.

CENUȘE, C. **Realizări și tendințe în proiectarea minelor noi**, nr. 5—6, p. 223—227.

SOROCEANU, D. **Realizări în domeniul construcțiilor de suprafață în sectorul minier**, nr. 5—6, p. 228—231.

ALMAȘAN BUJOR. **Industria minieră în cei 20 de ani de la eliberarea patriei noastre**, nr. 8 p. 369—371.

* * * **Ziua minerului**, nr. 8, p. 372.

RADU, C. **Activitatea Trustului de prospecțiuni și explorări miniere (T.P.E.M.) în anii puterii populare în domeniul prospecțiunilor, explorărilor și deschiderilor de mine noi**, nr. 8, p. 373—375.

SCRIPAȚ, V. **Dezvoltarea cercetărilor miniere în R.P.R. și aportul acestora în industria extractivă minieră**, nr. 8, p. 376—379.

CENUȘE, C. **Dezvoltarea și realizările Institutului de proiectări miniere în cei 14 ani de activitate**, nr. 8, p. 380—382.

SZUDER, W. și CALOIANU, GH. **Valea Jiului în cei 20 de ani de la eliberare**, nr. 8, p. 385—389.

CODREANU, GH. **Realizările Trustului minier Baia Mare în perioada celor 20 de ani de la eliberare**, nr. 8, p. 389—392.

APOSTOL, GH. **Realizări obținute în anii puterii populare la Trustul minier Deva**, nr. 8, p. 393—397.

POPESCU, I. **Dezvoltarea exploatărilor de lignit ale Trustului minier Muntenia în cei 20 de ani de la eliberarea țării noastre**, nr. 8, p. 398—401.

ARSIN, C. **Din realizările Trustului aurului Brad în anii regimului de democrație populară**, nr. 8, p. 402—405.

BĂTĂCUI, C. **Industria minieră, ramură nouă în plină dezvoltare în regiunea Oltenia**, nr. 8, p. 405—409.

POPA, N. și DICULESCU, C. **Dezvoltarea exploatărilor Trustului minier Cluj în perioada 1944—1964**, nr. 8, p. 409—412.

MÜLLER, L. și DRAGOTĂ, M. **Dezvoltarea industriei extractive din regiunea Crișana în anii de democrație populară**, nr. 8, p. 412—413.

ROȘCA, C. **Aspecte privind dezvoltarea industriei miniere din regiunea Dobrogea în anii regimului de democrație populară**, nr. 8, p. 414—417.

CRĂCIUN, L. **Din realizările Trustului minier Mureș în cei 20 de ani de la eliberare**, nr. 8, p. 418—420.

BODEANU, Z. și BOCANETE, E. **20 de ani de realizări în sectorul extractiv al sării**, nr. 8, p. 421—424.

LUBENESCU, D. și TEICH, I. **Aspecte ale dezvoltării industriei miniere din Republica Populară Romînă în cei 20 de ani de la eliberare în lumina datelor statistice**, nr. 8, p. 424—428.

MATYAS, E. **Pregătirea și organizarea lucrărilor de inventariere și reevaluare a fondurilor fixe**, nr. 9, p. 429—432.

SCRIPAȚ, V. **Sesiunea de referate și comunicări a ICEMIN — prilej de bilanț al realizărilor și de confruntare științifică între cadrele de specialiști**, nr. 11, p. 525—526.

GEOLOGIE

CHIVU, C. **Considerații geologice și tectonice în regiunea Gladna Romînă — Munții Poiana Ruscă**, nr. 1, p. 33—35.

NAIDIN, A. și VARNA, A. **Rezultatele cercetărilor geologice în regiunea Maramureș**, nr. 1, p. 49—55.

ISAC MARIA ŞI CÎRÎC, D. **Tismana, un nou zăcămînt de lignit exploatabil în carieră**, nr. 2, p. 94—97.

SUCIU, S. **Orientări spre noi construcţii de găuri de sondă la forajul de adîncime din Valea Jiului**, nr. 3, p. 130—135.

TRIFULESCU, M. **Mineralizaţia de fier din Munţii Căpăţînei**, nr. 3, p. 136—143.

DELEANU, D. **Unele observaţii geologice asupra prezenţei rocilor magnezitice şi a azbestului crizotil din cuprinsul rocilor ultrabazice**, nr. 3, p. 146—150.

POPESCU, F. G. **Unele probleme actuale ale bazinului minier Baia Mare în legătură cu orientarea cercetărilor geologice**, nr. 4, p. 173—179.

ROŞCA, V. **Perspectivele înlocuirii măsurătorilor de polarizaţie naturală cu măsurători de polarizaţie provocată**, nr. 4, p. 212—213.

MIHAILOVICI, N., DOXANESCU, C. şi PASCAL, R. **Conturarea şi evaluarea industrială a zăcămintelor de minereuri**, nr. 5—6, p. 285—295.

SAVUL, M. şi POMÎRLEANU, V. **Însemnătatea metodei statistice în geotermometrie**, nr. 7, p. 321—324.

PATRICIU, V., OLTENEANU, M. BONCIOCAT, N. şi DAVID, B. **O nouă metodă pentru determinarea cantitativă şi corelarea depunerilor de săruri de potasiu şi magneziu**, nr. 9, p. 455—459.

COSTA-FORU, AL. **Observaţii asupra unor lucrări radiometrice experimentale efectuate în mina Tazlău**, nr. 9, p. 470—474.

GRIGORE, I. **Contribuţii la paralelizarea erupţiilor terţiare din R.P.R. şi obiectivele mai importante pentru cercetările viitoare**, nr. 12, p. 617—622.

GEORGESCU, D. şi SAVIN, E. **Aparat pentru recoltarea netulburată a probelor din terenuri necoezive sau slab coezive**, nr. 12, p. 650—652.

TEHNICĂ MINIERĂ

NIŢESCU, T. **Studiul critic al metodelor de exploatare aplicate la mina Ghelar**, nr. 1, p. 1—7.

LĂPUŞCĂ, A. **Rezultatele obţinute în reducerea consumului de lemn la minele de minereuri neferoase din grupul Barza**, nr. 1, p. 8—11.

LEŢU, N., POBORAN, V., HIRIAN, C. şi FAUR ELVIRA. **Studiul susţinerii, alegerea secţiunilor optime şi a formei profilelor în preabatajele din stratul III şi în galeriile de cap ale stratelor subţiri în minele din Valea Jiului**, nr. 1, p. 12—21.

ANTON, P. **Împuşcarea cu amestecuri explozive simple I**, nr. 1, p. 46—61.

ŞANDRU, L., RĂDULESCU, L., STATULESCU, I. şi SOLOMONOVICI, I. **Aspecte noi în domeniul cercetării presiunii rocilor în minele de lignit**, nr. 2, p. 62—73.

POBORAN, V., GONTEANU ZOE şi MATEI, I. **Dimensionarea treptelor de haldă interioară la I. M. Rovinari**, nr. 1, p. 73—79.

ANTON, P. **Împuşcarea cu amestecuri explozive simple II**, nr. 3, p. 112—117.

NIŢESCU, T. **Exploatarea pilierilor de protecţie a orizontului de bază de la metodele de mare productivitate la mina Ghelar**, nr. 3, p. 144—145.

ANTON, P. **Împuşcarea cu amestecuri explozive simple III**, nr. 4, p. 161—163.

CENUŞE, C., TOMOV, I., CENUŞE, V. şi MELENCIUC VL. **Metode şi mijloace de rambleiere mecanizată în subteran I**, nr. 4, p. 164—173.

SIMIONESCU, A. **Influenţa exploatării asupra lucrărilor din subteran**, nr. 4, p. 198—201.

POPESCU, ST. **Evoluţia proiectării depozitelor de cărbuni şi minereu în IPROMIN**, nr. 5—6, p. 231—234.

GHEORGHIU, GR. şi CAZACU, V. **Tehnica modernă în exploatarea cărbunilor prin cariere şi posibilităţi de aplicare la zăcămintele din Oltenia**, nr. 5—6, p. 239—247.

*** **Probleme actuale ale adîncirii puţurilor la minele din R.P.R.**, nr. 5—6, p. 248—260.

ŞTEFANACHE, M. şi DIMITRESCU, N. **Consideraţii tehnico-economice asupra trecerii de la metoda de exploatare cu abataje frontale cu avansare pe înclinare la metoda de exploatare cu abataje frontale cu avansare pe direcţie în bazinul carbonifer Filipeştii de Pădure**, nr. 5—6, p. 261—266.

ALEXANDRU, GH. **Metode de asecare la exploatările de cărbuni**, nr. 5—6, p. 267—271.

STĂNESCU, V. şi TAPALOV GEORGETA. **Îmbunătăţirea metodelor de exploatare şi metode noi aplicabile la zăcămintele de minereuri din regiunea Maramureş**, nr. 5—6, p. 295—302.

GUŢU, AL. şi ANDREI, O. **Folosirea fotogrametriei terestre la ridicarea carierelor**, nr. 5—6, p. 317—320.

CENUŞE, C., TOMOV, I., CENUŞE, V. şi MELENCIUC, VL. **Metode şi mijloace de rambleiere mecanizată a golurilor din subteran II**, nr. 7, p. 325—329.

DUMITRESCU, E. **Realizări privind înlocuirea lemnului de mină ca material de susţinere în lucrările miniere din cadrul Trustului aurului Brad**, nr. 7, p. 330—335.

DOBRE, GH. **Îmbunătăţirea indicilor de calitate în exploatarea zăcămintelor de minereuri prin organizarea judicioasă a alegerii sterilului din masa minieră**, nr. 9, p. 433—438.

FODOR, I., ŞANDRU, L. şi GLODEANU, E. **Susţinerea metalică cu stîlpi şi grinzi a abatajelor cameră din minele de lignit**, nr. 11, p. 526—532.

BENEA, ŞT. şi CIUCĂ, N. **Susţinerea ancorată a lucrărilor miniere orizontale din minele de minereuri**, nr. 11, p. 540—546.

CARPENIŞAN, D., DÎRDALĂ, C. PANAITESCU, M., PARASCHIV, V. TOKEŞ, T., VESCAN, D. şi PETRIŞOR, M. **Aparataj pentru determinarea în subteran a presiunii rocilor realizat în ICEMIN**, nr. 11, p. 547—552.

ANTON, P. **Experimentarea amestecului exploziv de azotat de amoniu şi motorină în exploatări la zi şi subterane**, nr. 12, p. 629—638.

MECANIZARE ŞI ELECTRIFICARE

GABRIAN, V. **Unele aspecte economice ale încărcării la săparea galeriilor de mină**, nr. 1, p. 21—26.

DARABONT, AL., ACHIM, ST. şi PĂTRU, CR. **Un nou tip de perforator cu distribuţia prin piston**, nr. 2, p. 87—91.

PĂSĂRIN, C. **Folosirea raţională a excavatoarelor SE-3 în cazul transportului cu autobasculante**, nr. 2, p. 91—94.

CENUŞE, C., TOMOV, I., CENUŞE, V. şi MELENCIUC, VL. **Metode şi mijloace de rambleiere mecanizată a golurilor din subteran I**, nr. 4, p. 164—173.

BERARU, A. **Influenţa mecanizării operaţiei de încărcare asupra productivităţii muncii şi a vitezelor de înaintare**, nr. 4, p. 187—198.

RĂŞCANU, N. **Unele probleme de transport pneumatic al minereurilor dure**, nr. 5—6, p. 311—317.

CENUŞE, C., TOMOV, I., CENUŞE, V. şi MELENCIUC, VL. **Metode şi mijloace de rableiere mecanizată a golurilor din subteran II**, nr. 7, p. 325—329.

CONSTATINESCU, I. şi DARABONT, AL. **Ciocan de abataj acţionat electric**, nr. 7, p. 345—350.

MEREŢ, N. şi NOVAC, ST. **Utilizarea raţională a cablurilor la maşinile de extracţie minieră**, nr. 9, p. 442—448.

MARIAN, I. şi ILIAŞ, N. **Studiul comparativ al diferitelor cuţite tăietoare folosite la maşini de havat şi combine la minele din Valea Jiului**, nr. 9, p. 449—455.

TECU, T. şi ZAMFIR, V. **Contribuţii la recondiţionarea sfredelelor de mină la exploatările din Valea Jiului**, nr. 10, p. 465—470.

SECARĂ, GH., PAUL, E., ZAMFIR, V. şi FLOREA, A. **Problema tacheţilor de siguranţă din turnurile de extracţie**, nr. 10, p. 486—490.

SULEA, S. **Regimuri tranzitorii în reţeaua electrică minieră de joasă tensiune cu considerarea parametrilor reţelei, corpului omenesc şi aparatajului de protecţie**, nr. 10, p. 506—510.

MEREŢ, N. **Stabilirea indicilor optimi de funcţionare a maşinilor de extracţie cu roată de fricţiune cu unul sau mai multe cabluri pentru transportul cu schip**, nr. 11, p. 532—540.

MARIAN, I. şi ILIAŞ, N. **Determinarea proprietăţilor fizico-mecanice ale cărbunilor din Valea Jiului, în vederea mecanizării tăierii lor**, nr. 12, p. 622—628.

ŢEPELUŞ, P. **Unele probleme pe care le ridică progresul tehnic în domeniul maşinilor de extracţie minieră faţă de normele de tehnica securităţii din ţara noastră**, nr. 12, p. 638—646.

PREPARARE

DUMITRESCU DOINA şi PASCALIDE, GH. **Reactivi spumaţi în prepararea minereurilor prin flotaţie**, nr. 1, p. 26—32.

GRIGORESCU, C., TATARU, S., GURAN, M. şi ONOFREI, L. **Cel de-al VI-lea Congres internaţional de preparare a minereurilor (Cannes, 1963)**, nr. 1, p. 35—44.

DIACONU, I. **Automatizarea uzinelor de preparare mecanică a substanţelor minerale utile**, nr. 2, p. 80—87.

ILIESCU LUCIA, ROSINGER, P. şi POPA, E. **Posibilităţi de valorificare a unor minereuri oxidate constituite din carbonaţi, oxizi şi silicaţi de cupru**, nr .3, p. 117—122.

BOJIN, S. şi POPA, T. **Criterii de apreciere economică privind aplicarea preparării minereurilor**, nr. 3, p. 123—130.

TĂTARU, S. **Situaţia actuală în prelucrarea minereurilor uranifere**, nr. 4, p. 202—208.

TĂTARU, S. **Epurarea apelor reziduale ale instalaţiilor de preparare a minereurilor**, nr. 7, p. 336—344.

GURAN, M. **Centre de studii şi cercetări pentru prepararea minereurilor din Franţa**, nr. 7, p. 355—362.

TULLIU, D. şi IACOBAN, D. **Valorificarea minereurilor de fier sărace şi silicioase prin procedeul Krupp-Renn**, nr. 7, p. 351—355.

GROU, I. şi TULLIU, D. **Epurarea apelor reziduale din instalaţiile de preparare**, nr. 9, p. 460—464.

POPOVICI ANA şi ZAREA SILVIA. **Floculanţi pentru industria minieră**, nr. 10, p. 481—486.

CREŢULESCU, C. **Verificarea în exploatare a brichetelor de lignit fabricate la rece şi fără presiune**, nr. 10, p. 490—492.

DOGARU, M. **Aspecte privind amorsarea sondelor de exploatare a sării şi rezultatele experienţelor executate pe sonde model**, nr. 10, p. 493—496.

LĂPUŞCĂ, E., KHEIL, D. şi ILICA, D. **Folosirea piridinei tehnice la flotarea minereurilor cinabrifere**, nr. 10, p. 499—501.

JUDE ELVIRA. **Combaterea spumelor la cianurarea piritelor flotate**, nr. 10, p. 501—503.

HERŢA, N. şi HÎNCU, L. **Studiul normelor pentru controlul funcţionării spălătoriilor de cărbuni**, nr. 11, p. 562—570.

STOIAN, A. şi IACOBAN, I. **Pregătirea minereurilor şi concentratelor de fier de granuaţie fină pentru furnale**, nr. 11, p. 571—576.

BUTUCESCU, D., ZĂTREANU, A., ŢENŢULESCU, D., RUSU, L., BALCANY, A. şi BOLCHI, F. **Îmbunătăţirea calităţii nisipului de Aghireş pentru utilizarea în industria geamurilor**, nr. 11, p. 576—581.

CRISTOVICI, M., FRUMOSU, B., APOSTOLESCU, E., POPESCU, M., SIVRIU, M. şi MARIN, I. **Aplicarea flotaţiei colective pentru plumb şi zinc la minereurile neferoase în vederea aplicării unui nou procedeu metalurgic**, nr. 11, p. 582—586.

MARDEROS, L. şi POPA, E. **Îmbunătăţirea fluxului economic la flotaţia unui minereu complex**, nr. 11, p. 586—589.

IONESCU, N. şi DUMITRESCU ANA. **Precizări cu privire la însuşirile de cocsificare a huilelor din R.P.R. şi utilizarea lor la fabricarea cocsului**, nr. 11, p. 590—593.

PASCALIDE, GH. POPOVICI ANA, DUMITRESCU DOINA, ZAREA SILVIA şi GHEORGHE ELENA. **Cercetări şi rezultate în domeniul sintezei şi folosirii reactivilor de flotaţie**, nr. 11. p. 593—596.

NIŢULESCU, I., MOCANU ANA, FILIPEANU LIDIA, ANGHEL LUCIA şi SAPORTA ECATERINA. **Analiza mineralogică cantitativă a probelor tehnologice de minereuri**, nr. 11, p. 596—602.

MARIN, I. şi SIVRIU, M. **Aspecte economice ale preconcentrării în medii dense a unor minereuri neferoase**, nr. 11, p .602—605.

VÎLCEA, N. şi MIHĂILESCU LIDIA. **Epurarea apelor reziduale la preparaţiile de cărbuni, nr. 12**, p. 646—650.

AUTOMATIZARE

DIACONU, I. **Automatizarea uzinelor de preparare mecanică a substanţelor minerale utile**, nr. 2, p. 80—87.

AERAJUL MINIER, TEHNICA SECURITĂŢII ŞI PROTECŢIA MUNCII

IUŞAN, V. şi GIULEA, GH. **Aplicarea înnămolirii la una din minele din Valea Jiului**, nr. 4, p. 179—186.

ANGELESCU, A. şi IVANOVSCHI, B. **Drenarea metanului în minele de cărbuni**, nr. 5—6, p. 271—277.

BĂLTĂREŢU, R. NIŢĂ, S. şi TOMUŞ, I. **Prevenirea şi lichidarea focurilor subterane la minele de cărbuni**, nr. 5—6, p. 278—282.

DRĂGUŞIN, A. **Unele probleme de aeraj în legătură cu împuşcarea în masă**, nr. 5—6, p. 303—310.

BĂLTĂREŢU, R. şi CĂRĂVAN, C. **Degajările de CO_2 de la mina Lueta şi combaterea lor**, nr. 10, p. 477—481.

SECARĂ, GH., PAUL, E., ZAMFIR, V. şi FLOREA, A. **Problema tacheţilor de siguranţă din turnurile de extracţie I**, nr. 10, p. 486—490.

BĂLULESCU, P. **Stingerea incendiilor de praf de cărbune depus la suprafaţă**, nr. 10, p. 504—505.

SABATIN, I. şi OPREA, N. **Bazele fizice ale omologării securităţii la explozie a utilajului electric**, nr. 11, p. 522—560.

FOCŞA, I. şi TAT, S. **Realizările obţinute în problema explozivilor antigrizutoşi**, nr. 11, p. 560—562.

HERESCU, N. **Congresul internaţional minier de la Salzburg**, nr. 12, p. 653—663.

ECONOMIE ŞI ORGANIZARE

GABRIAN, V. **Unele aspecte economice ale mecanizării încărcării la săparea galeriilor de mină**, nr. 1, p. 21—26.

GÎRJOABĂ, V. **Studiul posibilităţilor de creştere a productivităţii muncii în industria minieră pe baza analizei factorilor de influenţă,** nr. 3, p. 105—112.

BOJIN, S. şi POPA, T. **Criterii de apreciere economică privind aplicarea preparării minereurilor,** nr. 3, p. 123—130.

BERARU, A. **Influenţa mecanizării operaţiei de încărcare asupra productivităţii muncii şi a vitezelor de înaintare,** nr. 4, p. 187—198.

TEICH, I. **Evoluţia producţiei anuale de cărbune brut extras în Romînia între 1927—1962,** nr. 4, p. 209—211.

MELENCIUC, VL. **Aplicarea metodelor matematice pentru rezolvarea unor probleme miniere,** nr. 5—6, p. 234—238.

ŞTEFANACHE, M. şi DIMITRESCU, N. **Consideraţii tehnico-economice asupra trecerii de la metoda de exploatare cu abataj cu avansare pe înclinare la metoda cu abataje frontale cu avansarea pe direcţii în bazinul carbonifer Filipeştii de Pădure,** nr. 5—6, p. 261—266.

MIHAILOVICI, N., DOXANESCU, C. şi PASCAL, R. **Conturarea şi evaluarea zăcămintelor de minereuri,** nr. 5—6, p. 285—294.

LUBENESCU, D. şi TEICH, I. **Aspecte ale dezvoltării industriei miniere din Republica Populară Romînă în cei 20 de ani de la eliberare în lumina datelor statistice,** nr. 8, p. 424—428.

POP, V. **Aspecte privind eficienţa economică a investiţiilor miniere în perioada 1944—1964,** nr. 9, p. 439—442.

TEICH, I. **Determinarea analitică a influenţei unor factori specifici asupra creşterii productivităţii muncii în industria cărbunelui,** nr. 10, p. 496—498.

MARIN, I., şi SIVRIU, M. **Aspecte economice ale preconcentrării în medii dense a unor minereuri neferoase,** nr. 11, p. 602—605.

DIVERSE

*** **Al III-lea Congres internaţional minier,** nr. 1, p. 44—45.

DAMASCHIN, GH. **Din istoria mineritului romînesc,** nr. 2, p. 98—102.

*** **Sesiunea tehnico-ştiinţifică de referate şi comunicări a Institutului de proiectări miniere — IPROMIN (ianuarie,1964),** nr. 4, p. 214—216.

*** **Sesiunea tehnico-ştiinţifică a Trustului de prospecţiuni şi explorări miniere din cadrul Ministerului Minelor şi Energiei Electrice,** nr. 7, p. 362—364.

*** **Etanşarea susţinerii puţurilor cu o emulsie de cauciuc şi bumbac,** nr. 9, p. 474—475.

BĂDESCU, V. **Simpozioane tehnice organizate de ICEMIN la Bucureşti şi Petroşeni,** nr. 10, p. 511—513.

RECENZII

Protecţia împotriva apelor de mină de Ajtay Zoltan nr. 3, p. 151.

Geologia zăcămintelor de cărbuni cu privire specială asupra teritoriului R.P.R. de Răileanu, Gh., Grigoraş, N. şi Plisca, T. nr. 3, p. 152.

Hidrogeologia minieră de Alexandru, Gh. şi Bomboe, P., nr. 7, p. 365.

Materii prime metalifere, Vol. I — **Cuprul** de E. Kraume, nr. 7, p. 365.

Geologia pentru muncitorii din industria extractivă de F. Savin şi I. Cismaş, nr. 10, p. 513.

DOCUMENTARE

Nr. 1, p. 45—48; Nr. 2, p. 103—104; Nr. 3, p. 153—159; Nr. 7, p. 366—368; Nr. 8, p. 476; Nr. 10, p. 514—523.

СОДЕРЖАНИЕ

Григоре И.: *О параллелизме третичных извержений в РНР и главнейших объективах геологических изысканий.*

В статье рассматривается параллелизм в геологическом возрасте вулканических извержений гор Кэлиман-Гургиу-Харгита, области Бая Маре и Западных Карпат.

Мариан И. и Илиаш Н:. *Определение физико-механических свойств углей бассейна Валя Жиулуй в целях механизации зарубки их.*

Излагаются методы определения сопротивления угля резанию и удельного потребления энергии для этой цели. Представлены результаты измерений, выполненных автором на шахтах бассейна Валя Жиулуй.

Антон П.: *Испытание ВВ простейшего состава при подземной и открытой разработках полезных ископаемых.*

Представлены результаты испытаний на взрывание смеси аммиачной селитры и дизельного топлива при подземной и открытой разработках месторождений РНР.

Цепелуш П.: *Вопросы технического прогресса в области подъемных машин и правила безопасности их эксплуатации.*

Рассматриваются коэффициенты запаса подъемных канатов, а также отношения между диаметром органов навивки и диаметром канатов и вносится ряд предложений.

ЗАМЕТКИ

Вылча Н. и Михэйлеску Лидия. *Очистка сточных вод углеобогатительных фабрик.*

Джеорджеску Д., Савин Ф. и Ваис, К.: *Устройство для отбора проб слабых грунтов.*

ИНФОРМАЦИИ

Международный горный конгресс в Зальцбурге, 15—21 сентября 1963 г.

INHALT

Grigore, I.: *Beitrag zur Parallelisierung der in der Rumänischen Volksrepublik befindlichen tertiären Vulkanausbrüche und die für geologische Untersuchungen wichtigeren Gebiete.*

Im Aufsatz wird eine Parallelisierung bezüglich des geologischen Alters der im Căliman-Gurghiu-Harghita Gebirge mit den im Baia Mare — Gebiet und im Siebenbürgischen Erzgebirge erfolgten vulkanischen Ausbrüchen behandelt.

Marian, I und Iliaş, N.: *Bestimmung der physikalisch — mechanischen Eigenschaften der Jiutaler Kohlen, zwecks maschineller Gewinnung derselben.*

Der Verfasser beschreibt die zwecks Bestimmung des Widerstandes und des spezifischen Energieverbrauches bei der maschinellen Gewinnung der Kohle angewandten Methoden, bei gleichzeitiger Anführung der Ergebnisse der persönlich in einigen Flözen und Gruben des Jiutales durchgeführten Messungen.

Anton, P.: *Sprengversuche ober- und untertage mit dem Ammonsalpeter-Dieselöl-Gemisch.*

Es werden die Ergebnisse der ober- und untertage mit dem aus Ammoniumsalpeter und Dieselöl bestehenden Sprengstoffgemisch angestellten Versuchen bekannt gegeben.

Ţepeluş, P.: *Einige, infolge des technischen Fortschrittes auf dem Gebiete der Fördermaschinen sich ergebende Probleme, im Vergleich zu den in der Rumänischen Volksrepublik bestehenden technischen Sicherheitsnormen.*

Es werden die Sicherheitskoeffizienten der Förderseile, das Verhältnis der Treib — und Seilscheiben-bezw. Trommeldurchmesser zu demjenigen der auf derem Futter aufliegenden Seile untersucht und neue Vorschläge unterbreitet.

Vîlcea, N. und Mihăilescu Lidia: *Die Abwassereinigung bei den Kohleaufbereitungsanlagen.*

NOTIZEN

Georgescu, D., Savin, F. und Vais, C.: *Gerät für ungestörte Probenahme aus nichtkohäsiven und schwach kohäsiven Schichten.*

Das für ungestörte Probenahme aus nichtkohäsiven und schwach kohäsiven Schichten verwendete Gerät dient bis zu 30 m Teufe, bei fortlaufender Kernbohrung, zur Bestimmung sowohl der lithologischen Säule bei Prospektionsbohrungen, als auch zur Bestimmung der physikalisch — mechanischen Eigenschaften dieser Schichten.

NACHRICHTEN

SOMMAIRE

Grigore, I.: *Contributions à l'établissement d'une correspondance parallèle des éruptions tertiaires dans la République Populaire Roumaine et les objectifs les plus importants pour les recherches géologiques.*

On présente la correspondance parallèle concernant l'âge géologique des éruptions volcaniques dans les montagnes de Căliman — Gurghiu — Harghita avec les formations éruptives de la région de Baia Mare et de celle des montagnes Apuseni.

Marian, I. et Iliaş, N.: *Détermination des propriétés physiques et mécaniques des charbons de Valea Jiului en relation avec leur abatage mécanisé.*

L'auteur décrit les méthodes appliquées pour la détermination de la résistence du charbon à l'abatage mécanisé ainsi que la consommation spécifique d'énergie nécessaire à cette opération, indiquant en même temps les résultats des mesurages effectués personnellement dans certaines veines et charbonnages de Valea Jiului.

Anton, P.: *L'expérimentation du mélange explosif d'azotate d'ammonium et de gas-oil dans les travaux à ciel ouvert et au fond.*

Sont présentés les résultats de l'expérimentation du mélange explosif d'azotate d'ammonium et de gas-oil dans les explitations minières à ciel ouvert et au fond de la République Populaire Roumaine.

Ţepeluş, P.: *Certains problèmes soulevés par le progrès technique dans le domaine des machines d'extraction, en relation avec les normes techniques de sécurité dans la République Populaire Roumaine.*

On analyse les coefficients de sécurité des câbles d'extraction, les rapports entre le diamètre des organes d'enroulage et celui des câbles sur le revêtement des jantes, l'auteur avançant de nouvelles propositions.

Vîlcea, N. et Mihăilescu Lidia:: *L'epuration des eaux résiduelles aux usines de traitement des charbons.*

NOTES

Georgescu, D., Savin, F. et Vais, C.: *Un appareil pour le prélévement non dérangé des échantillons dans les terrains incohésifs ou faiblement cohésifs.*

L'appareil utilisé pour le prélévement non dérangé des échantillons dans les couches faiblement cohésives ou incohésives sert pour des profondeurs atteignant environ 30 mètres, dans des conditions économiques, à la détermination de la colonne lithologique (pour les forages de référence), ainsi qu'à la détermination des caractéristiques physiques et mécaniques de celle-ci par carottage continu.

INFORMATIONS

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT
63

CONTENTS

Grigore, I.: *Contributions to the outlining of the parallelism of the tertiary eruptions in the R.P.R. and the most important objects for geological researches.*

The article expounds the parallelism between the geological age of the volcanic eruptions of the Căliman — Gurghiu — Hărghita chain, with the eruptive of the Baia Mare region and that of the Apuseni (Western) Mountains.

Marian, I. and Iliaş, N.: *The determination of the physical and mechanical properties of the Jiu Valley coal, in view of the mechanization of its cutting.*

The author presents the methods of stating the resistance of coal to mechanical shearing and the specific consumption of energy required by this operation, exposing also the results of measurements carried out by the author in some beds and mines of the Jiu Valley.

Anton, P.: *Experiments with the explosive mixture of ammonium nitrate and gas-oil in quarries and mines.*

The results of the experiments with the explosive mixture of ammonium nitrate and gas-oil, in quarries and mines of our country, are set forth.

Ţepeluş, P.: *Some problems raised by the technical progress in the domain of hoisting engines, for the norms of the safety technics in our country.*

An analysis is made, concerning the safety coefficients of hoisting engine ropes, the ratio between the diameter of the machine parts for winding and the diameter of the rope from the lining of the felloe. Also new suggestions are made.

Vîlcea, N. and Mihăilescu Lidia: *The treatment of the residual waters resulted from the carbon dressing plants.*

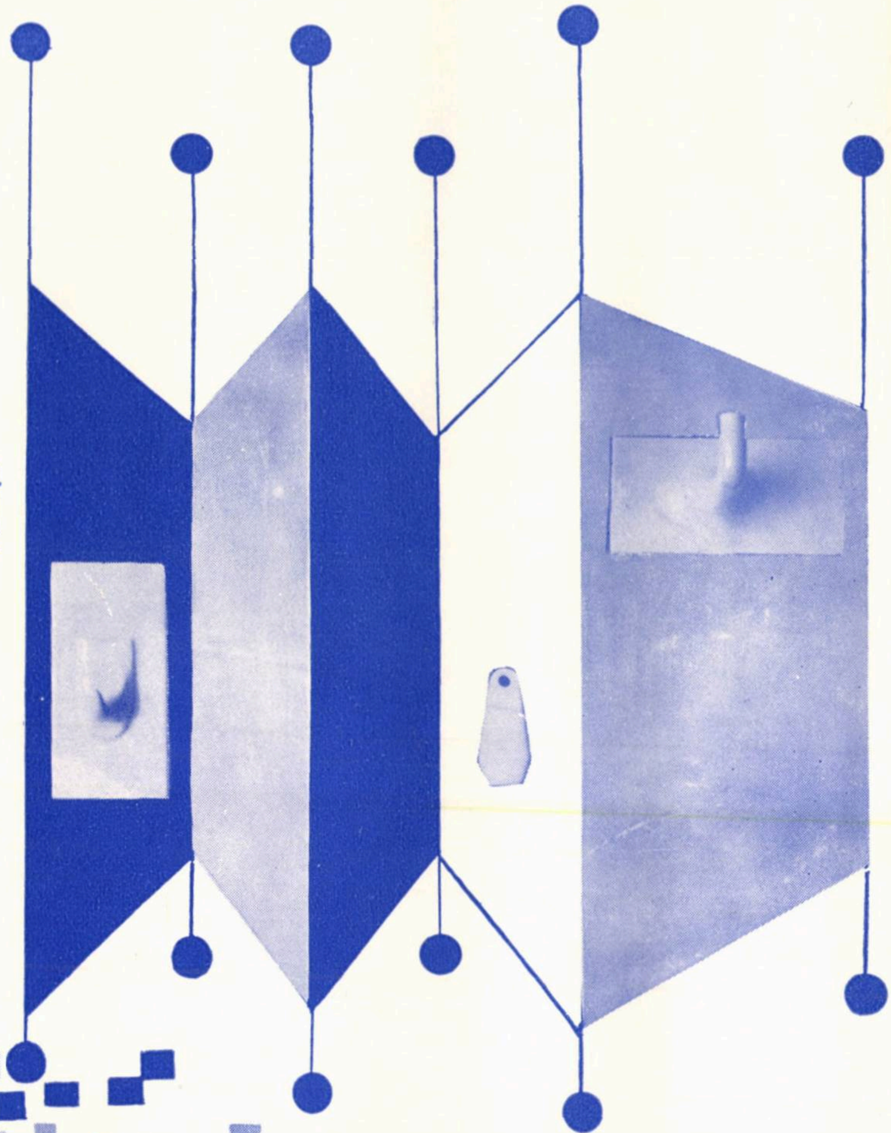
NOTES

Georgescu, D., Savin, F. and Vais, C.: *Sampler for collecting undisturbed cores from non-or poorly cohesive grounds.*

The sampler used for collecting undisturbed cores of loose or non — cohesive strata, serves to establish, till the depth of about 30 m, in economic conditions, the lithological profile (for prospection drilling), as well as to determine the physical — mechanical characteristics of the strate by means of continuous coring.

INFORMATION

MINERALIMPORTEXPORT
RUMANIA
BUCHAREST



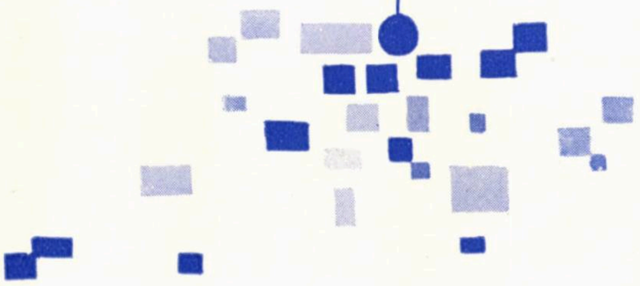
Mineralimportexport

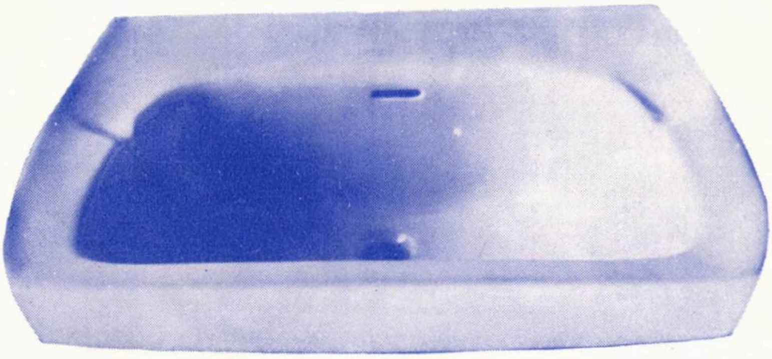
RUMANIA — BUCHAREST

State Enterprise for Foreign Trade

COLONADE ST. 3 Phones 15 09 30 14 09 20

Cable: „MINERALIMPORTEX" – Bucharest





SOLE EXPORTER OF VITREOUS CHINA SANITARY WARE OFFERS:

A COMPREHENSIVE RANGE IN MODERN SHAPES AND ATTRACTIVE COLOURS NAMELY:

- Wash basins
- Wash basins for children
- Water Closet type „Europa"
- Water Closet type „Orient"
- Water Closet for children
- Bidets
- Toilet shelves
- Soap-dishes

CARIERA ROVINARI

EXCAVATOR ÎN LUCRU LA EXTRACȚIA
ÎNCĂRCARE DIRECT PE BANDĂ

TRUSTUL MINIER OLTENIA

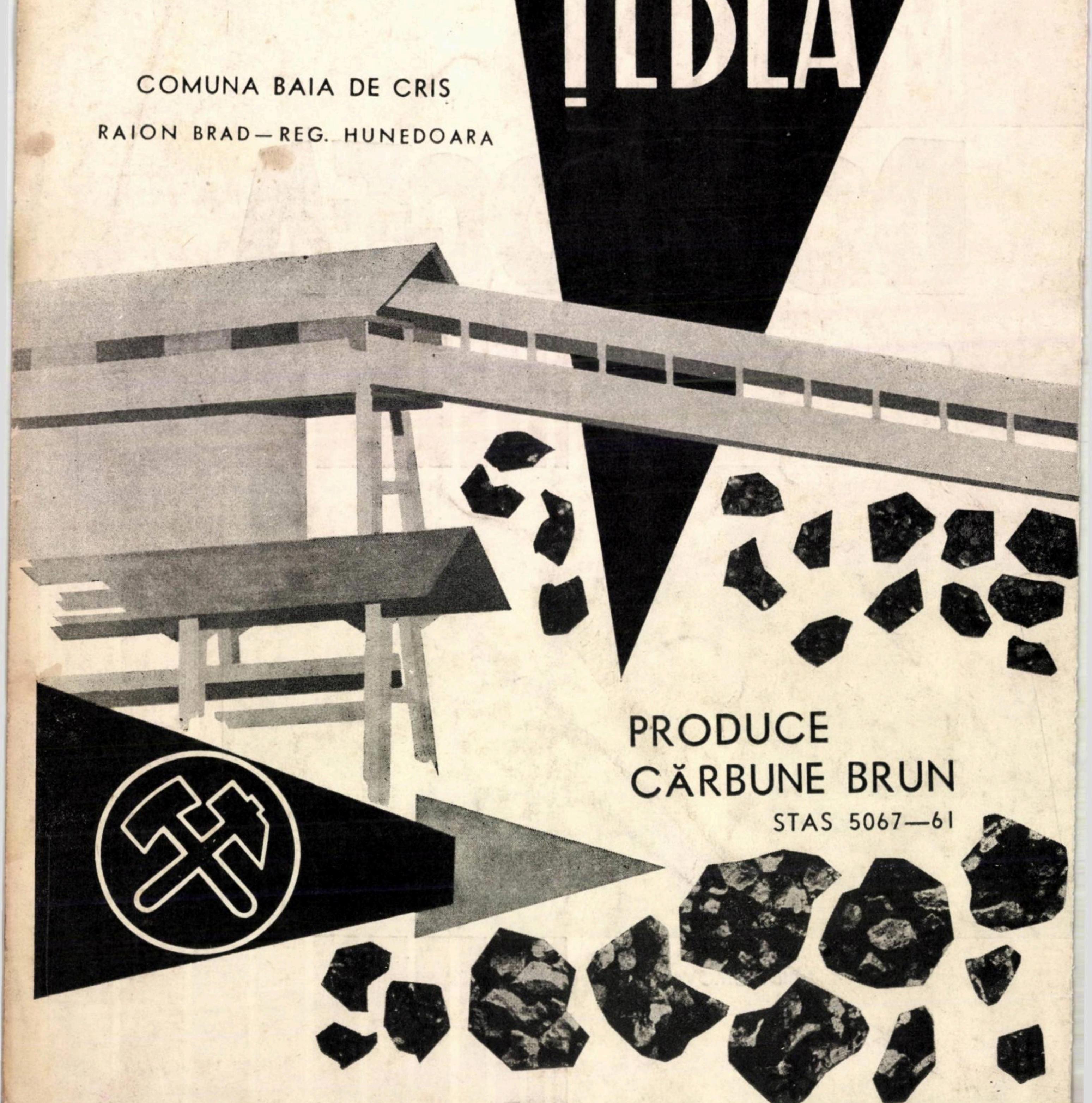
TRUSTUL MINIER
DOBROGEA

Vedere generală a instalației de preparare a baritinei de la SOMOVA

INTREPRINDEREA MINIERĂ ŢEBEA

COMUNA BAIA DE CRIŞ

RAION BRAD—REG. HUNEDOARA



PRODUCE
CĂRBUNE BRUN
STAS 5067—61